



**Jorge Guilherme
Borrvalho Oliveira**

**Desmonte de Rocha a Céu Aberto com Recurso a
Explosivos**



**Jorge Guilherme
Borrvalho Oliveira**

Desmonte de Rocha a Céu Aberto com Recurso a Explosivos

Relatório de estágio apresentado à Universidade de Aveiro para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geológica, realizado sob a orientação científica do Doutor Manuel João Senos Matias, Professor Catedrático do Departamento de Geociências da Universidade de Aveiro e orientação profissional do Engenheiro Paulo Jorge Fernandes da Mota, Engenheiro Geotécnico da empresa EXPLO- Empresa de Demolições, Lda.

o júri

Presidente

Professor Doutor Jorge Manuel Pessoa Girão Medina
Professor Auxiliar da Universidade de Aveiro

Professor Doutor Manuel João Senos Matias
Professor Catedrático da Universidade de Aveiro

Professor Doutor Fernando Antunes Gaspar Pita
Professor Auxiliar da Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra

agradecimentos

Ao meu orientador Professor Doutor Manuel João Senos Matias pela partilha de conhecimento e apoio prestado ao longo do trabalho.

Ao Professor Doutor Jorge Manuel Pessoa Girão Medina pela partilha de conhecimento e apoio prestado ao longo do trabalho.

Ao Engenheiro Paulo Jorge Fernandes da Mota, Engenheiro Geotécnico da empresa EXPLO- Empresa de Demolições, Lda, pela ajuda e partilha de conhecimento durante e após o decorrer do período de estágio.

Ao Professor Nuno Bravo de Faria Cruz, do Departamento de Geociências da Universidade de Aveiro, por disponibilizar o seu equipamento, martelo de schimt, utilizado na determinação da resistência à compressão do maciço.

À Ana Margarida Mendonça pelo tempo disponibilizado, amizade e transmissão de conhecimento.

À Ana Luísa pelo auxílio e tempo disponibilizado.

À empresa EXPLO- Empresa de Demolições, Lda e aos seus colaboradores, pela oportunidade da realização do estágio e todo o apoio fornecido.

À minha família, por todo o apoio e compreensão, em especial ao meu pai pelo seu auxílio na preparação desta tese.

A Sara pelo seu apoio incondicional.

palavras-chave

Desmonte com Explosivos, Diâmetro de furação, Altura de bancada, Carga específica, Diagrama de fogo, Carga cooperante, Distância à frente, Espaçamento, Comprimento do furo, Perfuração específica,

resumo

O desmonte de rocha com recurso a explosivos a céu aberto é uma actividade de engenharia que requer cuidados adicionais, sendo que, só com o cumprimento dos mesmos se torna uma actividade bastante segura. É uma actividade que cada vez é mais utilizada em zonas condicionadas, face ao desmonte mecânico, pelas suas vantagens a nível económico e de rapidez de execução, vantagens estas promovidas pelo avanço tecnológico dos explosivos, dos acessórios de tiro e máquinas de perfuração, assim como uma formação mais especializada dos técnicos responsáveis. Neste trabalho, com o objectivo de executar a escavação em rocha numa zona não condicionada e numa zona condicionada, foi necessário o conhecimento de factores como, o enquadramento geográfico, as características geologias e geomecânicas do maciço bem como o reconhecimento de toda a zona da obra e área circundante. Proceder ao cálculo do diagrama de fogo tipo (geometria e carregamento) para a zona não condicionada e zona condicionada tendo em conta os limites de vibração impostos, bem como a escolha do equipamento de perfuração. É de salientar a necessidade de monitorização das pegadas em zona condicionada, por um sismógrafo de modo a controlar os valores de vibração obtidos junto a edificações. Esta monitorização permite também a aferição dos diagramas de fogo ao longo do desenrolar da obra.

keywords

Rock blasting, Hole diameter, Bench height, Specific charge, Blasting diagram, Cooperative charge, Burden, Spacing, Hole depth, Hole density

abstract

Blasting is an engineering activity that requires additional care in order to achieve maximum security.

This kind of activity has been used in conditioned areas, substituting mechanical excavation, since it provides economical advantages and requires lower execution times. These advantages are enhanced by explosives technical improvement as well as better technicians.

In the present work blasting was performed in conditioned and non-conditioned areas. In order to perform this operation, it was necessary to carry out the geographical and massif geomechanical characterization as well as of the operational and surrounding areas. The blasting diagram was performed for both zones, regarding vibration limits and allowing drilling equipment to be chosen.

Blasting was monitored by a seismograph in order to control vibrations near edifications, allowing blasting diagram to be improved.

Índice

Índice	i
Índice de Figuras	iii
Índice de Tabelas.....	v
1 Introdução	1
1.1 Objectivo do trabalho	1
1.2 Estrutura do relatório	2
2 Características da obra	3
2.1 Enquadramento geográfico.....	3
2.2 Descrição da sequência do trabalho.....	4
2.3 Prazo de execução	5
3 Caracterização geológica e geomecânica.....	6
3.1 Enquadramento geomorfológico e geológico regional.....	6
3.2 Sismicidade.....	7
3.3 Caracterização hidrogeológica sumária da área em estudo.....	8
3.4 Caracterização geológica sumária da área em estudo.....	9
3.5 Densidade da Rocha	11
3.6 Resistência à compressão simples.....	11
3.7 Levantamento da fracturação da estação de leitura	14
4 Desmonte com recurso a explosivos	17
4.1 Método de escavação, carga e transporte de material	20
4.2 Altura e largura dos degraus.....	20
5 Diagrama de fogo tipo em zona não condicionada.....	22
5.1 Cálculos/Procedimentos do diagrama de fogo	23
5.1.1 Diâmetro de perfuração	23
5.1.1.2 Impedância da rocha e do explosivo.....	24
5.1.1.3 Diâmetro do cartucho	25
5.1.1.4 Concentração da carga de fundo.....	26
5.1.1.5 Distância à frente máxima.....	26
5.1.1.6 Subfuração, comprimento do furo e estimativa do erro de furação	27
5.1.1.7 Distância à frente corrigida	29

5.1.1.8	Espaçamento entre furos, perfuração específica e número de furos total	29
5.1.1.9	Carga de fundo	30
5.1.1.10	Tamponamento e Carga de coluna.....	32
5.1.1.11	Carga total e carga específica.....	35
5.1.1.12	Método de iniciação	36
5.1.2	Acessórios de Tiro	38
5.1.3	Escolha dos aços de perfuração.....	40
5.2	Diagrama de fogo tipo em zona condicionada.....	42
5.2.1	Limite de vibração estipulado pela NP 2074.....	43
5.2.2	Carga cooperante	45
5.2.3	Cálculos/Procedimentos do diagrama de fogo	46
5.2.3.1	Distância à frente corrigida, espaçamento entre furos, subfuração e comprimento do furo	49
5.2.3.2	Tamponamento e carga específica.....	49
5.2.4	Detonadores não eléctricos	50
5.2.5	Escolha dos aços de perfuração.....	53
5.3	Rendimento de perfuração	55
5.4	Desmonte secundário (Taqueio/Dimensão máxima dos blocos).....	56
6	Cuidados na perfuração e carregamento.....	57
7	Cuidados na utilização do material explosivo	58
8	Conclusão	62
	Bibliografia.....	64
	Anexo A – Características das descontinuidades por amostragem linear	I
	Anexo B – Registo de sismógrafo	IV

Índice de Figuras

Figura 1. Localização geográfica da implementação da escavação (Fonte: viajar.clix.pt e Carta militar de Portugal 1/25000).....	4
Figura 2. Descrição da sequência de trabalhos.	5
Figura 3. Esboço geológico de Portugal Continental (Escala 1/500.000; Fonte: IGM, actual INETI, 1992).....	7
Figura 4. Carta de Zonamento Sísmico de Portugal continental (Fonte: RSAEEP, 1983)..	8
Figura 5. Maciço remanescente da área de estudo.	9
Figura 6. Execução do ensaio de martelo de Schmit.	12
Figura 7. Ábaco de Miller, onde a recta a vermelho é a determinação da resistência axial à compressão (González de Vallejo et al., 2002).....	13
Figura 8. Diagrama de Rosetas.....	15
Figura 9. Principais famílias de descontinuidades.....	15
Figura 10. Máquina de perfuração Roc D7.....	19
Figura 11. Máquina de perfuração, pic-up e equipamentos de carga e transporte	19
Figura 12. Equipamentos de carga e transporte.	20
Figura 13. Relação entre os diâmetros dos furos e as alturas das bancadas (Fonte: Gomes et al, 2006).	24
Figura 14. Subfuração	28
Figura 15. Comprimento de furo.....	28
Figura 16. Distância à frente corrigida e espaçamento entre os furos	29
Figura 17. Altura da carga de fundo.	30
Figura 18. Altura do tamponamento.	32
Figura 19. Carga de coluna.	32
Figura 20. Possíveis sequências de iniciação.	37
Figura 21. Perfil transversal de escavação.....	38
Figura 22. Perfil transversal de escavação.....	38
Figura 23. Corte de um detonador eléctrico	39
Figura 24. Encabadouro L 525mm; rosca T45 Ref. 7305-3655-01 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).....	41
Figura 25. Varas MF - rod T45 – round 46 - T45 L 3660 mm Ref. 7325-7737-70 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).	41

Figura 26. Button Bit esférico heavy duty D -76 mm Ref. 7515 – 2676 - S45 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).	42
Figura 27. Zona condicionada	42
Figura 28. Sismógrafo vibracord	45
Figura 29. Disposição das cargas no furo	48
Figura 30. Sequência de iniciação	49
Figura 31. Corte do detonador não eléctrico	51
Figura 32. Detonadores não eléctricos EZ DET (Fonte: Catálogo Maxam 2008)	51
Figura 33. Ligação entre furos com os detonadores EZ DET	52
Figura 34. Iniciador para detonadores não eléctricos (Catálogo Maxam, 2008)	53
Figura 35. Encabadouro L 525mm; rosca T45 Ref. ^a 7305-3655-01 (Fonte: Catálogo Sandvick 2008).	53
Figura 36. Adapter coupling (união de redução) T45-T38 Ref. ^a 7335 – 4401 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).	54
Figura 37. Varas MF - rod T38 – round39 – T38 L 3660mm, Ref. ^a 7324-4737-70 (Fonte: Catálogo Sandvick 2008).	54
Figura 38. Button Bit esférico heavy duty D -64mm Ref. ^a 7514 – 3864 - S45 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).	54
Figura 39. Operação de taqueio	56
Figura 40. Telas de protecção anti-projecções	57
Figura 41. Disposição de vigias/Sinaleiros	58
Figura 42. Explosor	60
Figura 43. Ligações com cordão detonante	60
Figura 44. Ligação do cordão aos cartuchos	61
Figura 45. Registo do sismógrafo	IV

Índice de Tabelas

Tabela 1. Índice de Sismicidade.....	8
Tabela 2. Grau de alteração e propriedades geotécnicas.....	10
Tabela 3. Espaçamento entre descontinuidades.....	10
Tabela 4. Resultados obtidos na determinação da densidade da rocha.....	11
Tabela 5. Valores obtidos no ensaio do martelo de Schmit.	12
Tabela 6. Classificação das rochas segundo a sua resistência à compressão.....	14
Tabela 7. Descrição do tamanho dos blocos em função de J_v	16
Tabela 8. Meios envolvidos no desmonte com recurso a explosivo.....	19
Tabela 9. Parâmetros relativos ao diagrama de fogo.....	23
Tabela 10. Características do explosivo Riogel Troner Plus.	25
Tabela 11. Factor correctivo R1, para diferentes inclinações de furo.	27
Tabela 12. Factor correctivo R2, para diferentes constantes da rocha	27
Tabela 13. Determinação da subfuração, comprimento do furo e estimativa do erro de furação/desvio.	28
Tabela 14. Determinação do espaçamento entre furos, perfuração específica e número de furos totais.	30
Tabela 15. Determinação da altura da carga de fundo, carga de fundo e número de cartuchos na carga de fundo.	31
Tabela 16. Determinação da carga de fundo real e da altura da carga de fundo real.	31
Tabela 17. Determinação da altura do tamponamento e da concentração da carga de coluna.....	33
Tabela 18. Características do explosivo Riogel Troner R	33
Tabela 19. Determinação da altura da carga de coluna, carga de coluna e número de cartuchos na carga de coluna.	34
Tabela 20. Determinação da carga de fundo real e da altura da carga de fundo real.	35
Tabela 21. Determinação da carga total e da carga específica.	36
Tabela 22. Valores do coeficiente α	43
Tabela 23. Valores coeficiente β	44
Tabela 24. Valores coeficientes γ	44
Tabela 25. Valores para a constante do factor de transmissão consoante a qualidade/dureza da rocha.....	46

Tabela 26. Parâmetros relativos ao diagrama de fogo.....	47
Tabela 27.Características do explosivo Riodim.....	47
Tabela 28. Determinação do espaçamento entre furos, subfuração e comprimento do furo.	49
Tabela 29. Determinação do tamponamento, da carga específica e da perfuração específica.	50

Nomenclatura

b	Perfuração específica
E	Espaçamento entre furos
f	Estimativa do erro de furação
F	Espaçamento entre descontinuidades
H	Comprimento do furo
hb	Altura da carga de fundo
hbr	Altura da carga de fundo real
hc	Altura da carga de coluna
hcr	Altura da carga de coluna real
h0	Tamponamento
Jv	Índice volumétrico
K	Constante da rocha
lb	Concentração de carga de fundo
lc	Concentração da carga de coluna
lcr	Concentração da carga de coluna real
Ncart	Número de cartuchos
q	Carga específica
Q	Carga cooperante
Qb	Carga de fundo
Qbr	Carga de fundo real
Qc	Carga de coluna
Qcr	Carga de coluna real
Qt	Carga total
R'	Rugosidade
R	Distância
R1	Factor correctivo para a inclinação da frente da bancada
R2	Factor correctivo para a qualidade da Rocha
T	Terminação das descontinuidades
U	Subfuração
v	Velocidade de vibração da partícula
vl	Valor limite de vibração em metros por segundo
Vmáx	Distância à frente máxima
Vp	Distância á frente corrigida
W	Grau de alteração
ρ	Densidade
α	Coeficiente tendo em conta as características de fundação
β	Coeficiente relativo ao tipo de construção
γ	Coeficiente relativo ao número de solicitações diárias

Siglas utilizadas

INETI - Instituto Nacional de Engenharia, Tecnologia e Inovação

RSAEEP - Regulamento de Segurança e Acções para Estruturas de Edifícios e Pontes

ISRM - International Society for Rock Mechanics

1 Introdução

Este documento constitui o relatório de estágio, no âmbito da disciplina de Dissertação/Projecto/Estágio em Engenharia Geológica, leccionada no 2º Ano deste curso pelo Departamento de Geociências da Universidade de Aveiro, para a conclusão do segundo ciclo de estudos, Mestrado em Engenharia Geológica ramo de Geotécnica, no corrente ano lectivo 2008/2009.

O estágio inerente a este relatório realizou-se na empresa EXPLO - Empresa de Demolições, Lda., com sede em Variante à EN 16/1 Fracção A Semouqueira, Albergaria-a-Velha. Esta empresa iniciou a sua actividade em 1992, sendo o seu sector de actividade o desmonte de maciços a céu aberto e subterrâneo e outros trabalhos inerentes a estas actividades.

Neste contexto, o estudo realizado tem em vista o reconhecimento do maciço, essencialmente constituído por um substrato rochoso, caracterizado pela grande extensão que ocupam os granitos, seguida pelos xistos, com vista à execução da futura Variante a Cambarinho. Para a realização da mesma foi necessário proceder á escavação de 130.000 m³ em rocha, sendo necessário recorrer à técnica de desmonte de rocha com recurso a explosivos.

1.1 Objectivo do trabalho

O presente relatório tem como objectivo geral o desmonte do maciço rochoso com recurso a explosivos, para a implementação da futura Variante a Cambarinho, situada no concelho de Vouzela. A avaliação deste processo de tratamento envolveu:

- levantamento e caracterização geológico e geomecânica da formação geológica existente (Maciço Hespérico);
- estudo e cálculo dos diagramas de fogo tipo, a implementar numa zona não condicionada e numa zona condicionada;
- execução do desmonte de rocha com recurso a explosivos.

1.2 Estrutura do relatório

O relatório está organizado em oito capítulos. Neste primeiro capítulo, está descrita a motivação do trabalho, os objectivos do relatório e a respectiva organização.

No segundo capítulo são apresentadas as características da obra em causa, indicando a sua localização bem como a sequência de trabalhos e o seu prazo de execução.

No terceiro capítulo será apresentada a caracterização geológica e geomecânica do Maciço Rochoso.

No quarto capítulo serão apresentados os métodos de execução de desmonte aplicados em obra.

No quinto capítulo serão apresentados os diagramas de fogo tipo para a zona não condicionada e para a zona condicionada.

No sexto capítulo são referenciados os cuidados na realização da perfuração e carregamento.

No sétimo capítulo serão focados os cuidados específicos a ter com a utilização do material explosivo.

No oitavo capítulo são revistos os principais resultados e as conclusões obtidas no presente relatório.

2 Características da obra

2.1 Enquadramento geográfico

A área em estudo localiza-se na Freguesia de Campia, concelho de Vouzela, Distrito de Viseu como se pode constatar pela planta topográfica, editada pelos Serviços Cartográficos do Exército presente na figura 1.

Esta é uma região pouco povoada, que se encontra servida pela estrada nacional 333-2, a qual permite acesso directo à Auto-Estrada A25.

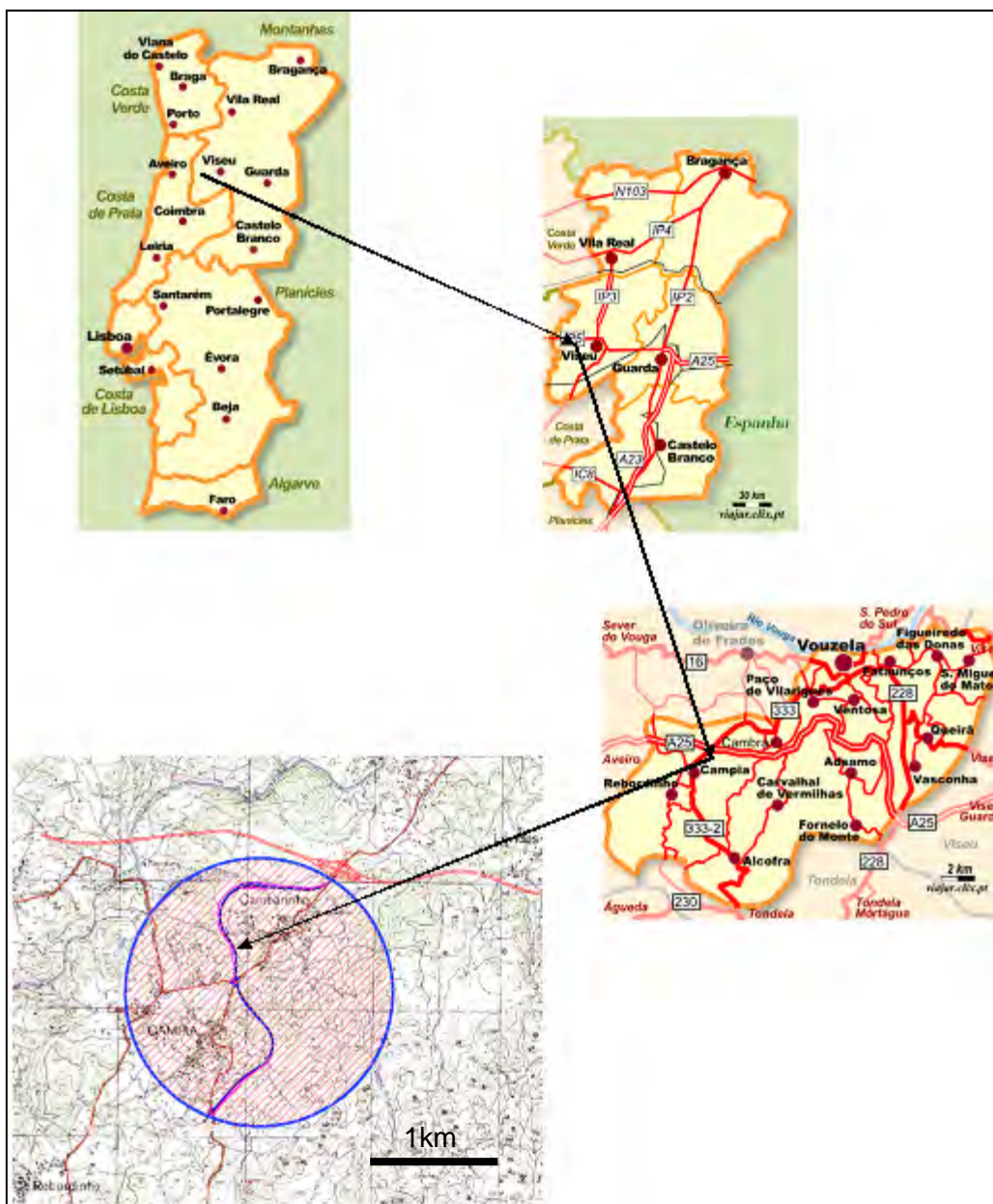


Figura 1. Localização geográfica da implementação da escavação (Fonte: viajar.clix.pt e Carta militar de Portugal 1/25000)

2.2 Descrição da sequência do trabalho

Durante o decorrer da obra foi seguida uma determinada sequência de trabalhos (figura 2). Após a implantação topográfica, executou-se a desmatização das árvores e mato na zona do traçado da obra. De seguida ocorre a decapagem da camada de terra vegetal. Estas duas etapas são executadas pela empresa responsável pela carga e transporte. Após conclusão destas etapas e com a superfície o mais regularizada possível, iniciou-se

a etapa de desmonte com explosivos. Desta forma, iniciou-se a execução da perfuração, do carregamento com explosivos, da detonação e por fim a carga e o transporte do material desmontado.



Figura 2. Descrição da sequência de trabalhos.

2.3 Prazo de execução

O prazo estipulado para a execução de todo o desmonte de rocha com recurso a explosivos foi de 4 meses, considerando 22 dias úteis por mês, embora o prazo global de execução da obra se estenda por um maior período de tempo.

3 Caracterização geológica e geomecânica

3.1 Enquadramento geomorfológico e geológico regional

O conhecimento do enquadramento geomorfológico e geológico da zona, onde se concretiza o desmonte é de elevada importância para o empreiteiro, pois irá condicionar o ritmo de trabalho, nomeadamente a velocidade industrial de perfuração, desgaste do material de perfuração (aços), o consumo de combustíveis e lubrificantes, as acessibilidades para o transporte do explosivo à frente de trabalho, o tipo de explosivo a utilizar e suas concentrações de carga e ainda as orientações preferências das frentes livres de desmonte.

De acordo com a figura 3, esta região essencialmente caracterizada por formações do Complexo Xisto-Grauváquico Anteordovícico, Granitos e Ortognaisses do Paleozóico.

A região da área de implantação do projecto apresenta um relevo bem marcado, que em geral não ultrapassa os 600 m de altitude, com algumas características serranas, dado que se encontra situada no sopé da serra do Caramulo.

Em termos geomorfológicos, esta área enquadra-se na região da bacia do rio Vouga, sub-bacia do rio Águeda. O rio Águeda, principal afluente do rio Vouga, possui como cursos de água afluentes mais importantes, o rio Cértima e o rio Alfusqueiro. A área do projecto em estudo situa-se nas proximidades deste último.

Geologicamente, a área de estudo insere-se no Maciço Antigo, Hespérico, ou Ibérico, que é constituída essencialmente por um substrato rochoso caracterizado pela grande extensão que ocupam os granitos, seguida pelos xistos.



Figura 3. Esboço geológico de Portugal Continental (Fonte: IGM, actual INETI, 1992).

3.2 Sismicidade

De acordo com o Carta de Zonamento Sísmico de Portugal Continental (RSAEEP, 1983) presente na figura 4, no que diz respeito aos efeitos da quantificação da actividade sísmica, considera-se o país dividido em 4 zonas. Estas zonas encontram-se distribuídas por ordem decrescente de sismicidade, designando-se esta ordem pelas letras A, B, C e D. Assim sendo, o local em estudo, situa-se na zona C, o que representa uma sismicidade média baixa, como se pode verificar pelo coeficiente de influência de sismicidade (α), presente na tabela 1.

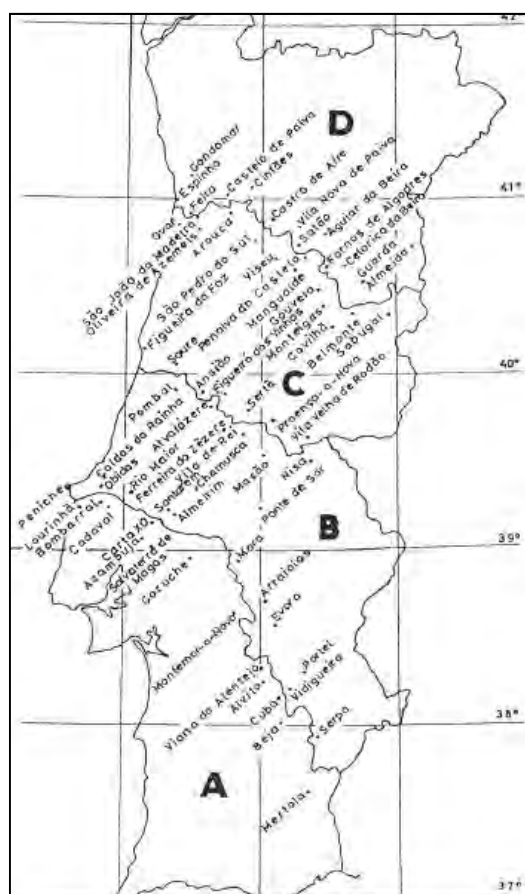


Figura 4. Carta de Zonamento Sísmico de Portugal continental (Fonte: RSAEEP, 1983).

Tabela 1. Índice de Sismicidade.

Zona sísmica	α
A	1,0
B	0,7
C	0,5
D	0,3

Fonte: RSAEEP, 1983

3.3 Caracterização hidrogeológica sumária da área em estudo

A área de implantação da obra, como já foi referido anteriormente, caracteriza-se pela presença de duas formações geológicas onde os granitos e os xistos são predominantes. No caso dos granitos, aquando da presença de fracturação, estes, normalmente

apresentam boas características hidrogeológicas, por outro lado os xistos são rochas pobres em recursos hidrogeológicos.

Na zona de estudo os níveis freáticos acompanham bastante a orografia da superfície e o escoamento dirige-se às linhas de água, que por sua vez descarregam no rio Alfusqueiro. Na zona granítica, verifica-se que a fracturação é muito reduzida, motivo pelo qual a percolação pelo maciço é reduzida. Devido a estas características, a percolação das águas ocorre essencialmente à superfície, sendo denominada por escorrência superficial.

3.4 Caracterização geológica sumária da área em estudo

No que respeita à caracterização geológica sumária, o grau de alteração (tabela 2) da área em estudo apresenta um estado de alteração W_2 , ou seja, o afloramento granítico encontra-se ligeiramente alterado. O estado de fracturação (tabela 3) do maciço caracteriza-se por se encontrar medianamente afastado (F_3) e deste modo com um intervalo de espaçamento de 20 cm a 30 cm. Através da figura 5 observa-se ainda que o afloramento granítico tem uma cobertura de terra vegetal reduzida.

Com estas características geológicas, o maciço remanescente tem permeabilidade em grande parte motivada, pela abertura das descontinuidades, e o seu desmonte requer o uso de explosivos.

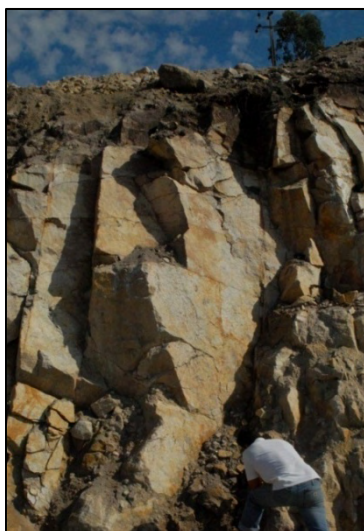


Figura 5. Maciço remanescente da área de estudo.

Tabela 2. Grau de alteração e propriedades geotécnicas.

Grau de alteração	Nomenclatura	Características
Sã ou não alterada	W ₁	- Percolação de água através das descontinuidades; - Possibilidade de desprendimento de blocos;
Ligeiramente alterada	W ₁₋₂ W ₂	- Requer explosivos; - Adequado para fundações de grandes barragens; - Permeabilidade em grande, motivado pelas descontinuidades abertas;
Moderadamente alterada	W ₃ W ₃	- Escavação com dificuldade se não se recorrer a explosivos; - Adequado para fundações de pequenas estruturas de betão e enrocamento; - A estabilidade em cortes depende de questões estruturais;
Muito alterada	W ₄	- Escavabilidade ou ripabilidade;
Completamente alterada	W ₄₋₅ W ₅	- Presença errática de grandes blocos faz com que não seja um horizonte de fundação de confiança para grandes estruturas; - Não apropriado para fundações de barragens de betão ou grandes estruturas; - Instável em cortes muito altos e íngremes;

Fonte: adaptado de Little, 1969 e González de Vallejo et al, 2002

Tabela 3. Espaçamento entre descontinuidades.

Intervalos (cm)	Nomenclatura	Designações
>200	F ₁₋₂	muito afastadas
60-200		afastadas
20-60	F ₃	medianamente afastadas
6-20	F ₄₋₅	próximas
<6		muito próximas

Fonte: ISRM, 1981

3.5 Densidade da Rocha

Para determinar a densidade da rocha procedeu-se à recolha de uma amostra representativa e mediu-se o volume e a massa da mesma, podendo-se determinar a massa volúmica aproximada da amostra não alterada. Deste modo procedeu-se à seguinte metodologia:

- pesagem da amostra numa balança de sensibilidade de 1 grama;
- imersão da amostra em água durante 48 horas, por forma a saturá-la de água;
- medição do diferencial de volume apresentado no recipiente, entre o tempo inicial (0 horas) e o tempo final (48 horas);

Os valores obtidos encontram-se representados na tabela seguinte, tendo-se obtido uma densidade da rocha de $2,6 \text{ g/cm}^3$.

Tabela 4. Resultados obtidos na determinação da densidade da rocha.

Massa da amostra (kg)	Varição do volume (cm^3)	ρ (g/cm^3)
835	320	2,6

3.6 Resistência à compressão simples

Para determinar a resistência à compressão simples recorreu-se ao Martelo de Schmit, um aparelho portátil de campo que dispõe de uma massa de aço no seu interior e de uma ponta retráctil, a qual, ao ser pressionada contra a rocha faz com que a massa de aço dispare, permitindo a medição da dureza de Schmit. Para a determinação deste teste usou-se a seguinte metodologia:

1. *Condições para o ensaio:*

- limpar a zona de ensaio;
- zona com ausência de fissuras;
- eliminação da patina de rocha meteorizada;

2. *Execução do ensaio:*

- o aparelho deve colocar-se perpendicularmente ao plano de ensaio, como se pode observar na figura 6;
- em função da dureza (ou resistência) da rocha, a massa de aço sofre maior ou menor ressalto e o valor é registado numa escala do aparelho;

- registam-se 10 percussões com o martelo e eliminam-se os 5 valores mais baixos e por fim, considera-se o valor médio das medições (tabela 5);

3. *Ábaco de Miller:*

- recorre-se ao ábaco de Miller presente na figura 7 para determinar a resistência à compressão simples a partir da dureza de Schmit e da densidade da rocha;



Figura 6. Execução do ensaio de martelo de Schmit.

Na tabela 5 encontram-se os resultados obtidos durante o ensaio, que são usados para determinar o valor médio de dureza de Schmit.

Tabela 5. Valores obtidos no ensaio do martelo de Schmit.

Ensaio	Dureza de Schmit
1	30
2	43
3	40
4	39
5	38
6	34
7	36
8	40
9	33
10	36

Assim, usam-se os 5 valores mais altos para determinar o valor médio, obtendo-se:

$$X = \frac{43 + 40 + 39 + 38 + 40}{5} = 40 \text{ unidades}$$

Com um valor médio de dureza de Schmit de 40 unidades e com a densidade determinada anteriormente ($2,6 \text{ g/cm}^3$), através do Ábaco de Miller (figura 7) pode-se concluir que a resistência à compressão é cerca de 75 MPa, podendo-se designar como uma rocha dura segundo a tabela 6.

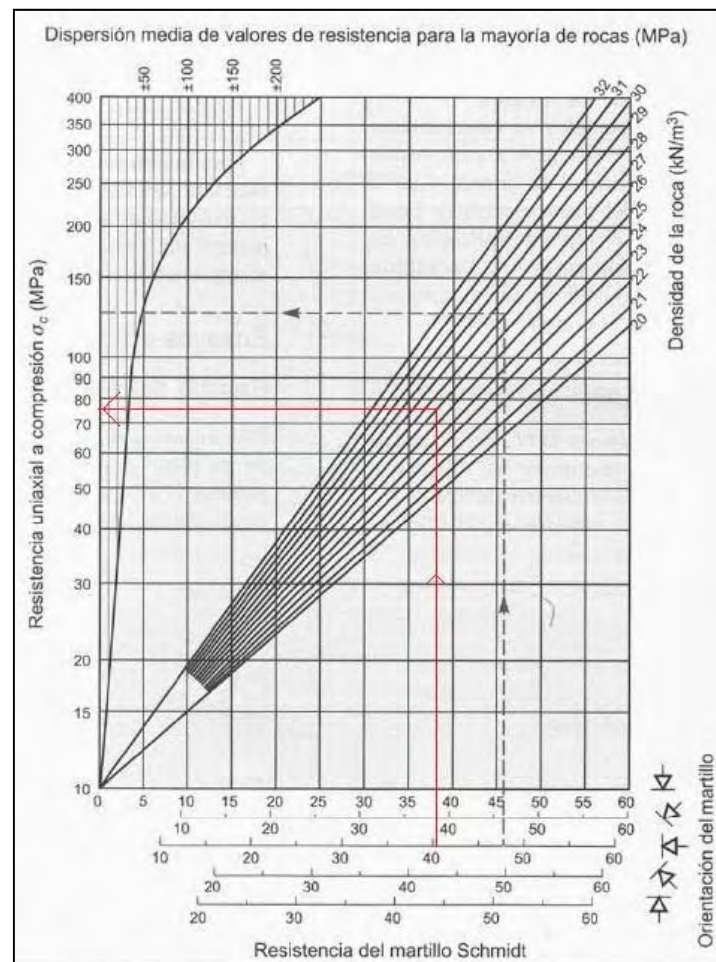


Figura 7. Ábaco de Miller, onde a recta a vermelho é a determinação da resistência axial à compressão (González de Vallejo et al., 2002).

Tabela 6. Classificação das rochas segundo a sua resistência à compressão.

Resistência à compressão simples	Designações
<1	Solo
1-5	Muito branda
5-12,5	Branda
12,5-25	
25-50	Moderadamente dura
50-100	Dura
100-200	Muito dura
>200	
>250	Extremamente dura

Fonte: ISRM, 2002

3.7 Levantamento da fracturação da estação de leitura

Este levantamento foi executado com base na técnica de amostragem linear que consiste em colocar uma fita métrica paralela a uma face exposta do maciço e registar características das descontinuidades por ela interceptada. Determinou-se também a dimensão do bloco unitário.

Através da técnica de amostragem linear obteve-se para cada descontinuidade interceptada pela linha de amostragem as seguintes características:

- distância à origem da fita métrica;
- litologia;
- tipo de descontinuidade;
- grau de alteração (tabela 2);
- atitude;
- abertura (fechada ou aberta);
- espaçamento (tabela 3);
- terminação da extremidade da descontinuidade (R - na rocha, D - noutra descontinuidade, O - Obscura);
- comprimento em metros;
- rugosidade em escala de 1 a 5 de lisa para muito rugosa;
- enchimento, se presente, está definido;
- presença de água;

Os resultados obtidos encontram-se na tabela presente no anexo A, devido à extensão destes.

Com os resultados do levantamento das discontinuidades recorrendo ao software Stereonet, concluiu-se que o maciço rochoso apresenta as seguintes três famílias principais, com as seguintes atitudes:

- N 5° a 25° E, 70° a 90° W;
- N 45° a 65° E, 55° a 65° SE;
- N 110° a 130° E, 75° a 85° NE;

Estas atitudes podem-se observar no diagrama de rosetas (figura 8), obtido através do Stereonet.

Na figura 9 encontram-se apresentadas essas mesmas principais famílias de discontinuidades, num talude de escavação.

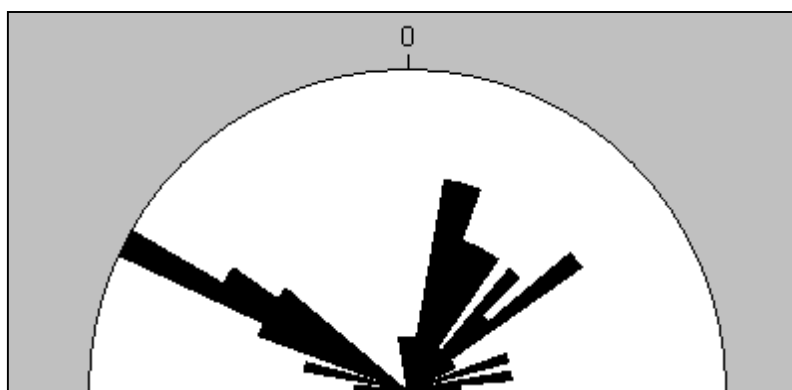


Figura 8. Diagrama de Rosetas.

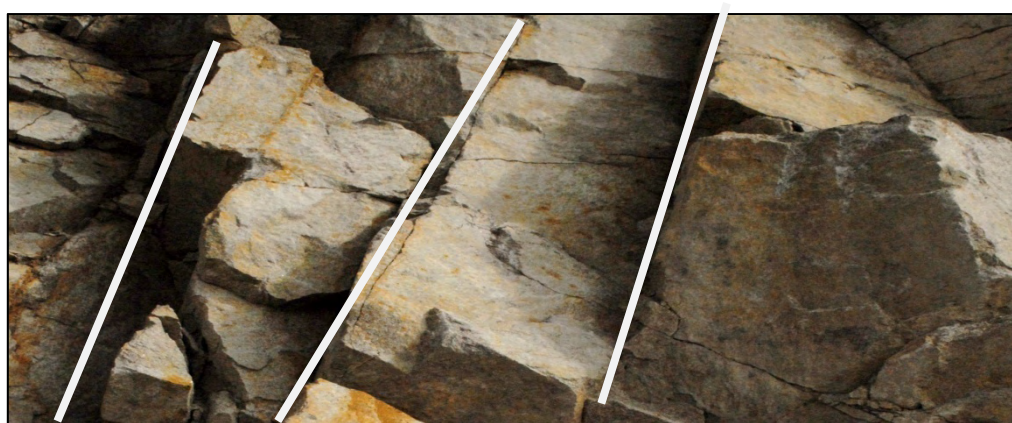


Figura 9. Principais famílias de descontinuidades.

Com o conhecimento prévio das famílias de descontinuidades principais, é agora possível determinar o espaçamento médio entre descontinuidades da mesma família e assim calcular a dimensão do bloco unitário, com base no índice volumétrico (J_v):

$$J_v \left[\frac{\text{descontinuidades}}{m^3} \right] = \frac{1}{e_1} + \frac{1}{e_2} + \frac{1}{e_3} + \frac{1}{e_n}$$

Onde:

e_n - Espaçamento médio entre descontinuidades da mesma família.

Assim:

$$J_v = \frac{1}{0,94} + \frac{1}{2,18} + \frac{1}{1,15}$$

$$J_v = 2,4 \frac{\text{descontinuidades}}{m^3}$$

Segundo a tabela 7, em função do índice volumétrico determinado, verifica-se que os blocos são de dimensão grande.

Tabela 7. Descrição do tamanho dos blocos em função de J_v .

Descrição	J_v (descontinuidades/ m^3)
Blocos muito grandes	<1
Blocos grandes	1-3
Blocos médios	3-10
Blocos pequenos	10-30
Blocos muito pequenos	>30

Fonte: ISRM, 1981; González de Vallejo et al, 2002;

4 Desmante com recurso a explosivos

O desmante de um qualquer tipo de rocha, consiste no destaque de uma parte mais ou menos representativa da mesma, e é conseguido através de uma série de operações que, para terem sucesso, torna-se necessário e útil conhecer as características do maciço a desmontar (dureza, diaclasamento, xistosidade e a sua atitude, abrasividade e alteração).

A perfuração, dado ser a primeira operação dessa série, desempenha um papel fundamental no produto final a obter. Embora existam diferentes métodos de perfuração, no desmante de rocha utiliza-se apenas o método mecânico roto-percutivo.

Os principais componentes de perfuração mecânica são:

- perfuradora de fonte de energia mecânica;
- acessórios de perfuração (aços), que são o meio de transmissão de energia;
- bit, ferramenta de corte que aplica a energia sobre a rocha;
- fluído de limpeza para evacuação das partículas de rocha desagregada na operação;

A perfuração para desmante consiste na realização de furos no maciço rochoso que se pretende desmontar, segundo uma geometria e localização previamente calculada.

Normalmente associa-se a perfurabilidade de uma rocha, à sua resistência à compressão e define-se como sendo a penetração do bit na rocha em metros por minuto. A perfurabilidade vai depender de vários factores, tais como:

1. Características da rocha
 - composição mineralógica;
 - tamanho dos grãos de cristalização;
 - porosidade;
 - coesão entre os cristais;
 - fragilidade;
 - anisotropia da rocha;
 - espaçamento das descontinuidades;
2. Estado de conservação dos acessórios;
3. Características de equipamento de perfuração;

O desmonte propriamente dito, é realizado aquando da detonação dos explosivos. Durante a detonação, o explosivo provoca a expansão das paredes dos furos onde foi colocado, fracturando a rocha envolvente através da acção da onda de choque compressiva e da pressão dos gases libertados na detonação. Esta onda de compressão vai-se propagar radialmente em todas as direcções, e a sua velocidade de propagação varia com o tipo de rocha, descontinuidades existentes as suas características geológicas e geomecânicas.

Quando a onda de compressão atinge uma superfície de descontinuidade (face livre da bancada) é reflectida, dando origem a ondas de tracção que se propagam para o interior do maciço. Dado a resistência à tracção da rocha ser francamente inferior à resistência à compressão, a rocha fractura e parte sob a acção desta tensão.

Com expansão dos gases derivados da explosão, estes penetram nas fracturas criadas pela onda de compressão, impulsionando a rocha já fragmentada e desmontando parcialmente o maciço rochoso. No entanto, o desmonte só acontece se as cargas explosivas alojadas nos furos forem compatíveis com a distância da linha de furos, à superfície livre.

As cargas explosivas, em cada furo, encontram-se divididas em duas partes distintas, a carga de coluna e a carga de fundo. A carga de fundo é a principal responsável pela fragmentação e corte da base da bancada, sendo constituída por um explosivo mais potente. Por sua vez, a carga de coluna tem como finalidade principal a movimentação da rocha fragmentada influenciando a forma da pilha de escombros e tem um efeito menos significativo na fragmentação, sendo constituída por um explosivo menos potente, embora com uma boa capacidade de produção de volume de gases quando detonado.

Os meios envolvidos no desmonte de rocha com recurso a explosivos (tabela 8) envolvem meios como recursos humanos, viaturas e máquinas. No que se refere aos recursos humanos, constam de um engenheiro responsável pelo desmonte, encarregado/carregador de fogo, operador de máquina, carregador de fogo e o auxiliar. As viaturas usadas são uma Pic-up e um veículo ligeiro. Por fim a máquina usada na perfuração foi um Roc D7 Atlas Copco (figuras 10 e 11).

Tabela 8. Meios envolvidos no desmonte com recurso a explosivo.

Recursos Humanos	Viaturas	Máquinas
Engenheiro Encarregado/Carregador Topógrafo Operador Carregador Auxiliar	1 Ligeiro 1 Pic-up	1 ROC D7



Figura 10. Máquina de perfuração Roc D7.



Figura 11. Máquina de perfuração, pic-up e equipamentos de carga e transporte

4.1 Método de escavação, carga e transporte de material

Na execução deste trabalho de desmonte de rocha, efectuado a céu aberto, foi utilizado o método de escavação em flanco de encosta, segundo a direcção de NW – SE, beneficiando de uma topografia diferenciada, na qual, o desmonte com recurso a explosivos, é executado da cota mais alta para a mais baixa.

Inicialmente foi feita a decapagem com recurso a uma giratória Cat 320 e um tractor Komatsu 275 equipado com ripper, deixando assim toda a área de intervenção livre de vegetação. Após a remoção da vegetação e rebentamento das pegas a fim de fragmentar o material, recorreu-se a uma escavadora giratória sobre lagartas Cat365, para a carga das viaturas pesadas dumper Volvo A35E e A40E (figura 12), que realizaram o transporte do material para aterro ou para um vazadouro licenciado. De salientar que o material fragmentado nas pegas de fogo deve ter um calibre inferior a $1,5 \text{ m}^3$, caso contrário é necessário recorrer a um desmonte secundário designado por taqueio, para que a remoção do material seja facilitada.



Figura 12. Equipamentos de carga e transporte.

4.2 Altura e largura dos degraus

As dimensões dos degraus foram definidas por bancadas com 8 metros de altura com inclinação de 3:1 (V/H) e patamares/banquetas com 3 metros de largura, beneficiando de uma topografia diferenciada, como foi acima mencionado. Deste modo permite a passagem de máquinas e viaturas pesadas com segurança, em cada frente de desmonte, garantindo a estabilidade dos taludes de escavação decorrendo assim os trabalhos com normalidade, eficiência e segurança. Desta forma, a segurança dos

trabalhadores é salvaguardada, permitindo que desenvolvam o seu trabalho de forma mais eficaz, o que resulta numa optimização dos custos de escavação, pois a mão-de-obra é um dos custos mais significativos nesta actividade, bem como o custo dos explosivos.

5 Diagrama de fogo tipo em zona não condicionada

É designada como zona não condicionada, um local de trabalho que não apresenta edificações ou qualquer tipo de construção nas imediações do desmonte. Deste modo, tendo em consideração o tipo de maciço a desmontar, o custo e as condições de segurança, a opção do tipo de explosivo a utilizar recai sobre o Hidrogel.

Do ponto de vista químico o Hidrogel é uma solução aquosa (suspensão) saturada de nitrato de amónio, contendo oxidantes, sensibilizantes, com agentes espessantes e gelatinizantes para evitar a segregação dos produtos. Apesar de na sua constituição não se encontrarem compostos com características explosivas, estes ao reagir entre si originam uma explosão. O Hidrogel apresenta uma excelente resistência à água uma vez que os seus componentes são dissolvidos em água. Outro aspecto importante é não conter agentes sensibilizantes explosivos, o que lhe confere um elevado grau de segurança no transporte e manuseamento e não produz qualquer efeito nocivo nos operadores.

No que respeita aos gases produzidos durante a explosão estes apresentam uma toxicidade baixa, o que torna o uso deste tipo de explosivo ideal também, para trabalhos subterrâneos.

A força explosiva do Hidrogel pode ser ajustada em função dos diferentes fins de utilização através da modificação da sua formulação. Pode também substituir a dinamite na carga de fundo devido a estes dois explosivos possuírem uma força explosiva semelhante. A densidade deste explosivo também pode ser modificada, podendo variar entre 0,8 g/cm³ e 1,6 g/cm³.

Assim, o Hidrogel é um explosivo que comercialmente se apresenta na forma de cartuchos ou a granel, podendo ser carregado automaticamente em furos de grande diâmetro por máquina especializada para o efeito. O seu uso tem vindo a generalizar-se, dadas as suas vantagens como:

- menor preço relativamente ao explosivo à base de nitroglicerina;
- excelente resistência à água;
- possibilidade de obtenção de produtos com várias densidades;
- velocidades de detonação elevadas;
- elevada segurança no fabrico e manuseamento;

5.1.1 Cálculos/Procedimentos do diagrama de fogo

Durante o cálculo do desmonte, para além dos conceitos científicos, tem de se promover a facilidade e segurança da perfuração e do carregamento na execução da obra.

Na tabela 9 encontra-se um resumo dos parâmetros relativos ao dimensionamento do diagrama de fogo.

Tabela 9. Parâmetros relativos ao diagrama de fogo.

Rocha a desmontar	Granito
Altura de bancada (m)	8
Volume total de desmonte (m³)	130000
Velocidade de propagação das ondas sísmicas no granito (m/s)	2600
Inclinação da furação (V/H)	3:1
Densidade do granito (g/cm³)	2,6
Explosivo	Hidrogel
Prazo de execução (meses)	4
Diâmetro Máximo dos cartuchos (mm)	62

5.1.1.1 Diâmetro de perfuração

Como foi referido anteriormente, a altura da bancada é de 8 metros, pelo que através do diagrama da figura 13, obtêm-se um diâmetro de perfuração entre os 40 mm e os 80 mm. O diâmetro de perfuração a utilizar deve-se aproximar do valor mais elevado recomendado, de modo a otimizar custos de furação, pois um maior diâmetro implica menor perfuração específica. Assim, durante a perfuração do maciço foi utilizado um diâmetro de furo de 76 mm.

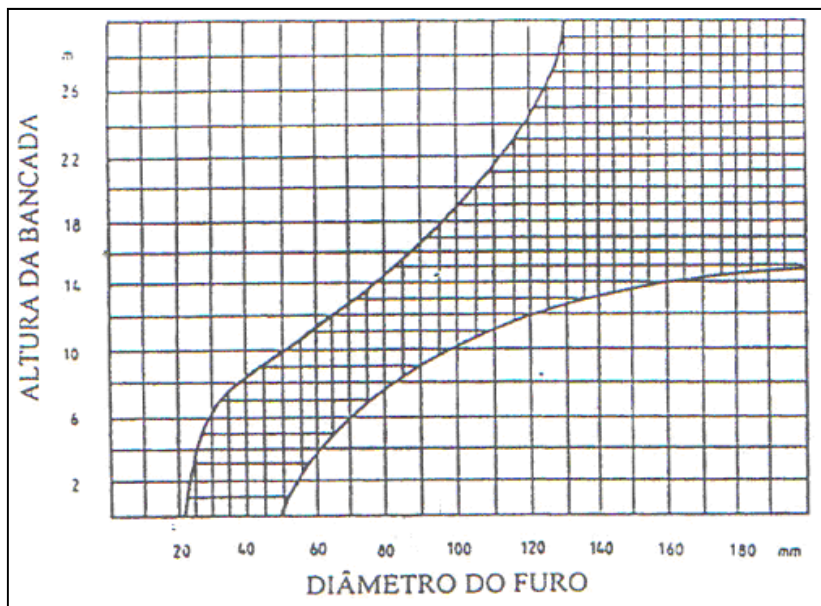


Figura 13. Relação entre os diâmetros dos furos e as alturas das bancadas (Fonte: Gomes et al, 2006).

5.1.1.2 Impedância da rocha e do explosivo

Passando para a escolha do tipo de Hidrogel a utilizar em carga de fundo, é necessário determinar a razão entre a impedância da rocha e do explosivo, devendo ser utilizado o explosivo cuja razão seja a mais próxima de 1, ou seja, o que apresentar o valor de impedância, mais aproximado do valor da impedância da rocha.

Assim:

$$\begin{aligned} \text{Impedância da rocha} &= \text{velocidade sísmica do granito} \left[\frac{\text{m}}{\text{s}} \right] \times \text{densidade do granito} \left[\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right] \\ &= 2600 \times 2,6 = 6760 \end{aligned}$$

Impedância do explosivo =

$$= \text{densidade do explosivo} \left[\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right] \times \text{velocidade de detonação do explosivo} \left[\frac{\text{m}}{\text{s}} \right]$$

$$\text{Riogel Troner Plus} = 1,3 \times 5000 = 6500$$

$$\text{Riogel Troner R} = 1,2 \times 4000 = 4800$$

Deste modo determina-se a razão das impedâncias:

Impedância da rocha \div Impedância do explosivo ≈ 1

Riogel Troner Plus = $6760 \div 6500 = 1,04$

Riogel Troner R = $6760 \div 4000 = 1,69$

De acordo com os cálculos, é possível verificar que o valor mais próximo de 1 é o do explosivo Riogel Troner Plus. Na tabela 10 encontra-se as características deste explosivo.

Tabela 10. Características do explosivo Riogel Troner Plus.

Densidade (g/cm³)	Energia Total (MJ/kg)	RBS (%)	Velocidade de Detonação (m/s)	Volume de gases (L/kg)	
1,30	4,3	208	5000	886	
Cartuchos			Embalagem		
Diâmetro (mm)	Comprimento (mm)	Peso Aproximado (g)	Tipo de invólucro	Quantidade de cartuchos	Peso Líquido (kg)
50	490	1250	Filme Valerón	20	25
60	485	1786		14	25
70	500	2500		10	25
80	480	3125		8	25

Fonte: Catálogo Maxam, 2008

5.1.1.3 Diâmetro do cartucho

O diâmetro do cartucho utilizado deverá ser sempre inferior ao diâmetro da perfuração numa ordem de grandeza que rondará os 14 mm. Esta diferença de diâmetros dá origem a um espaçamento designado por espaço anelar, que serve para prevenir o risco do cartucho encravar durante a sua colocação no furo. É ainda de referir que o espaço

anelar não deve ser superior aos 14 mm para que não ocorra a diminuição da eficácia do explosivo.

Deste modo, da diferença entre o diâmetro do furo (76 mm) e do espaço anelar (14 mm) resulta um diâmetro de cartucho de 62 mm. Este valor do diâmetro do cartucho deve ser acertado, caso necessário com a ajuda de um catálogo de explosivos, de modo a verificar se o diâmetro obtido está dentro dos valores padrão do catálogo do fornecedor.

Assim, de acordo com os parâmetros do explosivo utilizado (tabela 10), o diâmetro do cartucho é de 60 mm.

5.1.1.4 Concentração da carga de fundo

Depois de determinar o diâmetro do cartucho é possível calcular a concentração da carga de fundo (lb). Através dos dados da tabela 10 e para um diâmetro de cartucho de 60 mm, obtém-se:

Comprimento do cartucho = 485 mm = 0,485 m

Peso médio do cartucho = 1786 g = 1,786 kg

Como:

$$lb \left[\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right] = \frac{\text{Peso do cartucho [kg]}}{\text{Comprimento do cartucho [m]}}$$

$$lb = 1,786 \div 0,485 = 3,7 \text{ kg/m}$$

A concentração da carga de fundo é de 3,7 kg/m.

5.1.1.5 Distância à frente máxima

A distância à frente máxima ($V_{\text{máx}}$) é a distância da linha de furação à frente livre do maciço/bancada desprezando os erros e desvios de furação. Assim:

$$V_{\text{máx}} [\text{m}] = 1,45 \times \sqrt{lb \left[\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right]} \times R1 \times R2$$

Onde:

l_b – Concentração de carga de fundo

R1 – Factor correctivo para a inclinação da frente da bancada (tabela 11)

R2 – Factor correctivo para a qualidade da rocha (tabela 12)

1,45 – Constante associada ao tipo de explosivo

Tabela 11. Factor correctivo R1, para diferentes inclinações de furo.

Inclinação (V/H)	Vertical	10:1	5:1	3:1	2:1	1:1
R1	0,95	0,96	0,98	1	1,03	1,1

Fonte: Gomes et al, 2006

Tabela 12. Factor correctivo R2, para diferentes constantes da rocha

C	0,3	0,4	0,5
R2	1,15	1,00	0,9

Fonte: Gomes et al, 2006

Como foi referido anteriormente, a realização da perfuração foi realizada com inclinação de 3:1 que implica um valor de R1 igual a 1, pois deste modo é possível obter:

- maior rigor de perfuração;
- maior aproveitamento do explosivo (menor probabilidade de ocorrência de repés e melhor movimentação do material);
- menores vibrações.

A constante da rocha (C) usada foi de 0,4, usualmente atribuída a rochas graníticas de média a alta dureza, o que implica um valor de R2 igual a 1.

Deste modo, a distância à frente máxima (V_{\max}) foi de 2,8 m.

5.1.1.6 Subfuração, comprimento do furo e estimativa do erro de furação

A realização da subfuração (U) (figura 14) tem como objectivo evitar a subida da cota da soleira aquando do rebentamento sucessivo das pegas.

Relativamente ao comprimento do furo (H) (figura 15), este é determinado através da soma da altura da bancada e da subfuração, acrescentando 5% ao comprimento do furo devido à inclinação da furação.

Em função do diâmetro (d) e do comprimento (H) do furo é possível determinar uma estimativa do erro de furação (f), que por sua vez, serve para determinar a distância à frente corrigida.

Na tabela 13 encontram-se as equações e os resultados obtidos para estes parâmetros do diagrama de fogo.

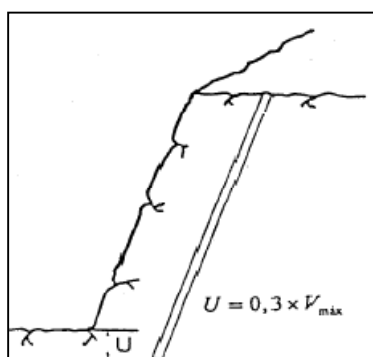


Figura 14. Subfuração

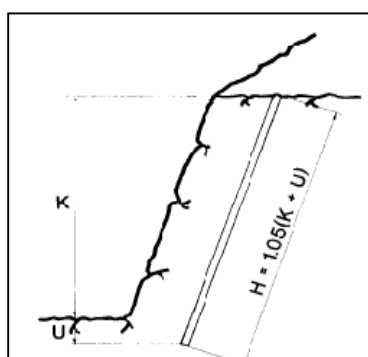


Figura 15. Comprimento de furo

Tabela 13. Determinação da subfuração, comprimento do furo e estimativa do erro de furação/desvio.

Subfuração (m)	Comprimento do furo (m)	Estimativa do erro de furação/desvio (m)
$U \text{ [m]} = 0,3 \times V_{\text{máx}} \text{ [m]}$	$H \text{ [m]} = 1,05 \times (K \text{ [m]} + U \text{ [m]})$	$f = \frac{d \text{ [mm]}}{1000} + 0,03 \times H \text{ [m]}$
$U = 0,3 \times 2,8$	$H = 1,05 \times (8 + 0,84)$	$f = \frac{76}{1000} + 0,03 \times 9,3$
$U = 0,84 \text{ m}$	$H = 9,3 \text{ m}$	$f = 0,36 \text{ m}$

Através dos resultados obtidos observa-se que a subfuração tem de ser de 0,84 m, o comprimento do furo de 9,3 m e obteve-se um erro de furação/desvio de 0,36 m.

5.1.1.7 Distância à frente corrigida

Com os resultados obtidos anteriormente, é possível determinar a distância à frente corrigida (V_p). Com este valor foi-se calcular o espaçamento entre os furos a perfuração específica e por fim o número de furos totais.

Sabendo que:

$$V_p [\text{m}] = V_{\text{máx}} [\text{m}] - F[\text{m}]$$

$$V_p = 2,8 - 0,36$$

$$V_p = 2,4 \text{ m}$$

Através deste cálculo, obteve-se uma distância à frente corrigida de 2,4 m.

5.1.1.8 Espaçamento entre furos, perfuração específica e número de furos total

Após o cálculo do espaçamento entre furos determina-se a perfuração específica (figura 16) e o número total de furos, como se pode verificar na tabela 14.

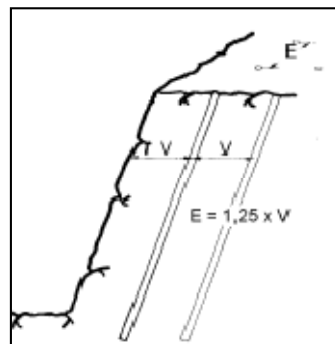


Figura 16. Distância à frente corrigida e espaçamento entre os furos

Tabela 14. Determinação do espaçamento entre furos, perfuração específica e número de furos totais.

Espaçamento entre furos (m)	Perfuração específica (m/m³)	Número de furos totais (furos)
$E = 1,25 \times V_p \text{ [m]}$	$b = \frac{H \text{ [m]}}{V_p \text{ [m]} \times E \text{ [m]} \times K \text{ [m]}}$	Total metros = $0,16 \left[\frac{\text{m}}{\text{m}^3} \right] \times 130000 \text{ [m}^3\text{]}$ = 20800 m
$E = 1,25 \times 2,4$	$b = \frac{9,3}{2,4 \times 3 \times 8}$	$n = \frac{\text{Total de metros [m]}}{H \text{ [m]}}$
$E = 3\text{m}$	$b = 0,16 \frac{\text{m}}{\text{m}^3}$	$n = \frac{20800}{9,3} = 2237 \text{ furos}$

Deste modo, o espaçamento entre os furos foi de 3 m, com uma perfuração específica de $0,16 \text{ m/m}^3$. Assim, foram necessários 2237 furos para realizar toda a furação necessária para o desmonte do volume de rocha mencionado anteriormente.

5.1.1.9 Carga de fundo

Com a distância à frente máxima (2,8 m) e a concentração da carga de fundo (3,7 kg/m), determinados anteriormente, é possível determinar a carga de fundo (Q_b) a utilizar. Na tabela 15 efectua-se o cálculo da carga de fundo, assim como a sua altura (figura 17) e o número de cartuchos a utilizar.

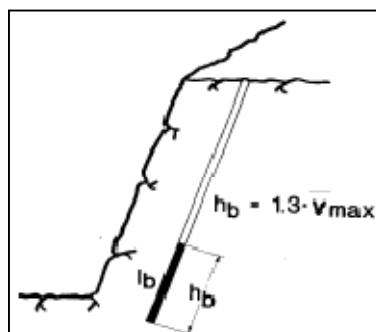


Figura 17. Altura da carga de fundo.

Tabela 15. Determinação da altura da carga de fundo, carga de fundo e número de cartuchos na carga de fundo.

Altura da carga de fundo (m)	Carga de fundo (kg)	Número cartuchos na carga de fundo
$hb [m] = 1,3 \times V_{m\acute{a}x} [m]$	$Qb = lb \left[\frac{kg}{m} \right] \times hb [m]$	$N_{cart.} = \frac{Qb [kg]}{\text{peso do cartucho [kg]}}$
$hb = 1,3 \times 2,8$	$Qb = 3,7 \times 3,6$	$N_{cart.} = \frac{13,3}{1,786}$
$hb = 3,6 \text{ m}$	$Qb = 13,3 \text{ kg}$	$N_{cart.} = 7,5 \text{ cartuchos}$

A altura de carga de fundo é de 3,6 m, obtendo-se uma carga de fundo de 13,3 kg. Assim, é necessária a utilização de 8 cartuchos na carga de fundo para garantir a carga teórica.

Na tabela 16 calcula-se a carga de fundo real que representa o valor de massa de explosivo a utilizar, determinado através do número de cartuchos aplicados em obra.

Tabela 16. Determinação da carga de fundo real e da altura da carga de fundo real.

Carga de fundo real (kg)	Altura da carga de fundo real (m)
$Qb_r [kg] = N_{cart.} \times \text{peso do cartucho [kg]}$	$hb_r [m] = N_{cart.} \times \text{comprimento do cartucho [m]}$
$Qb_r = 8 \times 1,78$	$hb_r = 8 \times 0,485$
$Qb_r = 14,3 \text{ kg}$	$hb_r = 3,9 \text{ m}$

A carga de fundo real foi 14,3 kg, com um altura de carga de fundo de 3,9 m.

5.1.1.10 Tamponamento e Carga de coluna

É designado como tamponamento (figura 18) a selagem dos furos com agregado seleccionado ou com buchas de cartão. Este é realizado após o carregamento do furo com as cargas explosivas, tendo como finalidade a retenção dos gases produzidos pela detonação do explosivo e ainda diminuir o risco de projecções. Deste modo, um tamponamento bem dimensionado e bem realizado promove uma maior eficiência do desmonte. Para a altura de tamponamento (h_o) assume-se um valor igual ao da distância à frente corrigida (tabela 17).

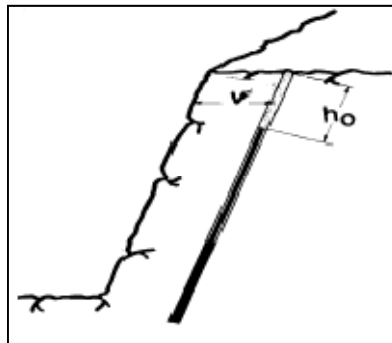


Figura 18. Altura do tamponamento.

No que respeita à concentração de carga de coluna (l_c), esta varia entre os 40% e os 60% da concentração da carga de fundo (l_b). A carga de coluna (figura 19) vai ser colocada entre a carga de fundo e o material de tamponamento. No presente desmonte, optou-se pelos 60%, de forma a garantir uma melhor fragmentação da rocha.

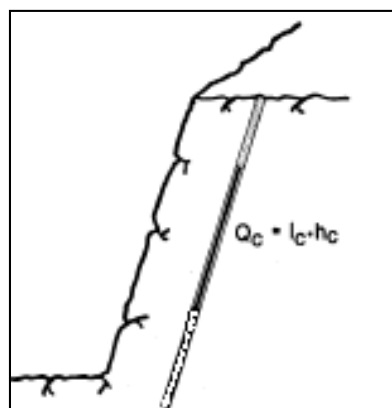


Figura 19. Carga de coluna.

Tabela 17. Determinação da altura do tamponamento e da concentração da carga de coluna

Altura do tamponamento (m)	Concentração da carga de coluna (kg/m)
$h_0[m] = V_p [m]$	$l_c \left[\frac{kg}{m} \right] = 0,6 \times l_b \left[\frac{kg}{m} \right]$
$h_0 = 2,4 \text{ m}$	$l_c = 0,6 \times 3,7$
	$l_c = 2,22 \frac{kg}{m}$

Como foi referido anteriormente, na carga de coluna é usado um explosivo menos potente, tendo-se de recorrer de novo ao catálogo de explosivos utilizado e optando-se pela utilização do Riogel Troner R (tabela 18), cujas características se encontram na tabela seguinte.

Tabela 18. Características do explosivo Riogel Troner R

Densidade (g/cm³)	Energia Total (KJ/kg)	RBS (%)	Velocidade de Detonação (m/s)	Volume de gases (L/kg)	
1,20	3397	131	4000	810	
Cartuchos			Embalagem		
Diâmetro (mm)	Comprimento (mm)	Peso Aproximado (g)	Tipo de invólucro	Quantidade de cartuchos	Peso Líquido (kg)
50	470	1136	Filme Valerón	22	25
60	485	1667		15	25
70	485	2273		11	25
80	470	2778		9	25

Fonte: Catálogo Maxam, 2008.

Para carga de coluna utilizou-se o explosivo Riogel Troner R de calibre 50x470, de forma a obter-se uma concentração de carga de coluna real (lc_r) mais próxima do valor de concentração de carga de coluna (lc). Assim:

$$lc_r = \frac{\text{Peso aproximado cartucho [kg]}}{\text{Comprimento do cartucho [m]}} = \frac{1,136}{0,470} = 2,4 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \approx 2,22 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

É de salientar que este tipo de explosivo apresenta menor energia total e menor velocidade de detonação, mas apresenta um excelente rendimento quando aplicado em carga de coluna e com a vantagem de ser mais económico. Na tabela 19 apresenta-se o cálculo dos parâmetros referentes à carga de coluna.

Tabela 19. Determinação da altura da carga de coluna, carga de coluna e número de cartuchos na carga de coluna.

Altura da carga de coluna (m)	Carga de coluna (kg)	Número cartuchos na carga de coluna
$hc [m] = H[m] - hbr[m] - h_0[m]$	$Qc [kg] = lc \left[\frac{kg}{m} \right] \times hc [m]$	$N_{cart} = \frac{Qc [kg]}{\text{peso do cartucho [kg]}}$
$h = 9,3 - 3,9 - 2,4$	$Qc = 2,4 \times 3,0$	$N_{cart} = \frac{7,200}{1,136}$
$hc = 3,0 \text{ m}$	$Qc = 7,2 \text{ kg}$	$N_{cart} = 7 \text{ cartuchos}$

A altura de carga de coluna é de 3,0 m, obtendo-se uma carga de coluna de 7,2 kg. Assim, é necessária a utilização de 7 cartuchos, sendo este valor arredondado por excesso para que não se diminua a concentração de carga. Durante o dimensionamento dos diagramas de fogo calcula-se o número de cartuchos à unidade, de forma a promover a segurança e facilitar o carregamento dos furos em obra.

Na tabela seguinte calculou-se a carga de coluna real que representa o valor de massa de explosivo utilizado, determinado através do número de cartuchos aplicados em obra.

Tabela 20. Determinação da carga de fundo real e da altura da carga de fundo real.

Carga de coluna real (kg)	Altura da carga de coluna real (m)
$Q_{c_r} [\text{kg}] = N_{\text{cart}} \times \text{peso do cartucho} [\text{kg}]$	$h_{c_r} [\text{m}] = N_{\text{cart}} \times \text{comprimento do cartucho} [\text{m}]$
$Q_{c_{r1}} = 7 \times 1,136$	$h_{c_r} = 7 \times 0,47$
$Q_{c_r} = 8 \text{ kg}$	$h_{c_r} = 3,3 \text{ m}$

Como a altura da carga de coluna real (3,3 m) é superior à altura da carga de coluna (3,0 m), esta diferença poderia promover uma diminuição da altura do tamponamento. No entanto, durante a colocação dos cartuchos no furo, é promovida uma certa compactação destes, devido ao seu peso e queda, pelo que, neste caso, não é necessário alterar a carga de coluna real.

Salienta-se que todos os parâmetros calculados anteriormente podem ser ajustados em obra para diferentes fins, como por exemplo diminuir um cartucho à carga de coluna promovendo um aumento da altura do tamponamento para diminuir o risco de projecções e diminuir do ruído, entre outros.

5.1.1.11 Carga total e carga específica

Para concluir o dimensionamento do diagrama de fogo determina-se a carga total (Q_t) de explosivo a utilizar por furo, assim como a carga específica (q). A carga específica é um parâmetro pelo qual é possível aferir as variáveis anteriormente calculadas, comparando-as com valores padronizados, consoante o tipo e qualidade de rocha. Para o granito e numa zona não condicionada, estes valores têm uma ordem de grandeza entre 0,300 kg/m³ e 0,420 kg/m³ em alturas de bancada convencionais. Na tabela seguinte encontram-se a determinação da carga total e carga específica, verificando-se a conformidade dos mesmos.

Tabela 21. Determinação da carga total e da carga específica.

Carga total (kg)	Carga específica (kg/m ³)
$Q_t \text{ [kg]} = Q_{b_r} \text{ [kg]} + Q_{c_r} \text{ [kg]}$	$q \left[\frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \right] = \frac{Q_t \text{ [kg]}}{V_p \text{ [m]} \times E \text{ [m]} \times K \text{ [m]}}$
$Q_t = 14,3 + 8$	$q = \frac{22,3}{2,4 \times 3 \times 8}$
$Q_t = 22,3 \text{ kg}$	$q = 0,39 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$

5.1.1.12 Método de iniciação

No dimensionamento do diagrama de fogo, é ainda necessário ter em conta o comprimento total do cordão detonante, o tipo de detonador a utilizar e a sequência de iniciação dos furos.

No que respeita ao comprimento total de cordão detonante, este é determinado pelo produto do número de furos (2237 furos) com o somatório do comprimento da laçada no primeiro cartucho da carga de fundo (0,4 m) e o comprimento dos furos (9,3 m), o que resulta no valor de 21699 m de cordão detonante. O cordão detonante utilizado foi de 10 g/m, uma vez que a sua finalidade de aplicação tem como objectivo garantir a detonação de todos os cartuchos.

Os detonadores são colocados no primeiro cartucho a introduzir na carga de fundo, tendo sido usados detonadores eléctricos de média insensibilidade. Cada detonador tem associado um número ("n" algarismo da figura 18), que corresponde a um tempo de retardo, dado por $n \times 25 \text{ ms}$. Estes algarismos vão dar origem à sequência de iniciação de detonação, encontrando-se representados na figura seguinte duas destas possíveis sequências. São exemplos de critérios utilizados na escolha das sequências (figura 20):

- a existência de zonas engastadas na bancada ;
- a orientação da face livre;
- zona de maior fragilidade do maciço;
- presença de diaclasamento da rocha;

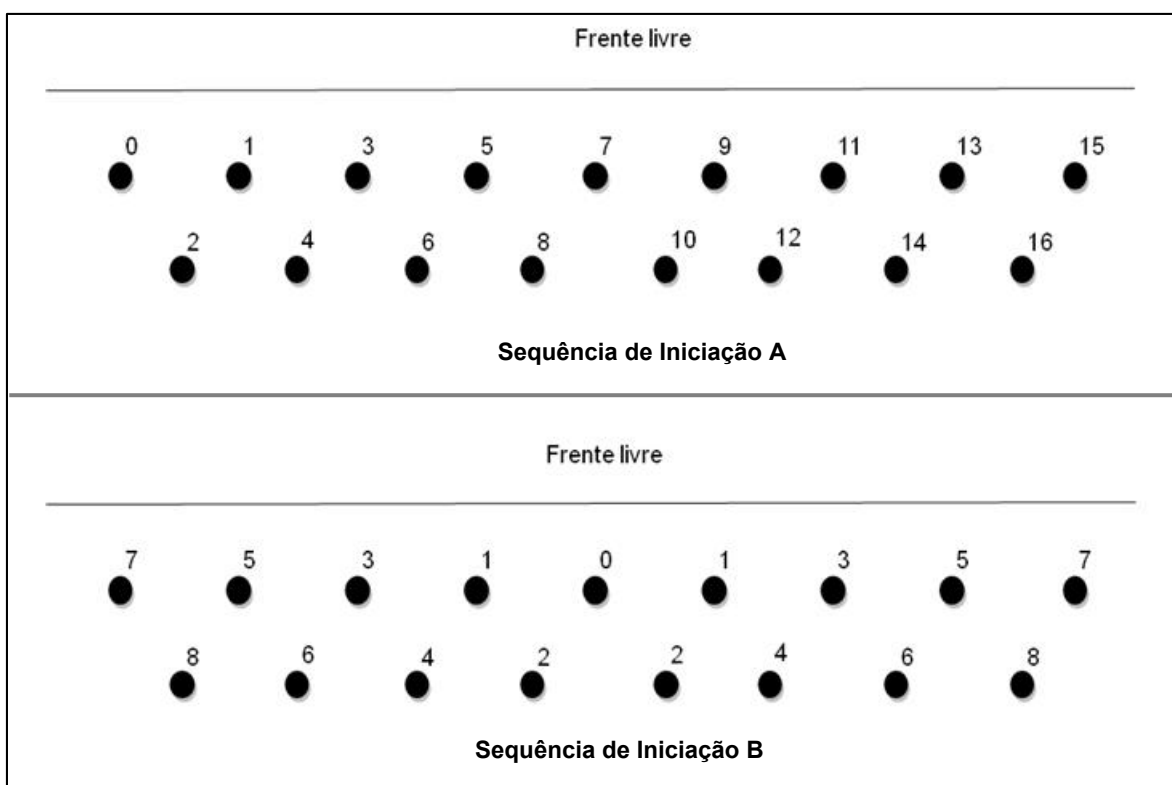


Figura 20. Possíveis sequências de iniciação.

Deste modo as anteriores sequências de iniciação A e B têm aplicações distintas.

A “sequência de iniciação A” é a mais apropriada para situações como a apresentada na figura 21. Permite obter como resultando do desmonte, uma pilha de escombros mais uniforme ao longo de toda a frente de escavação, diminuindo as vibrações transmitidas ao maciço remanescente, pois a sequência de iniciação desenvolve-se da zona de menor altura da bancada para a maior.

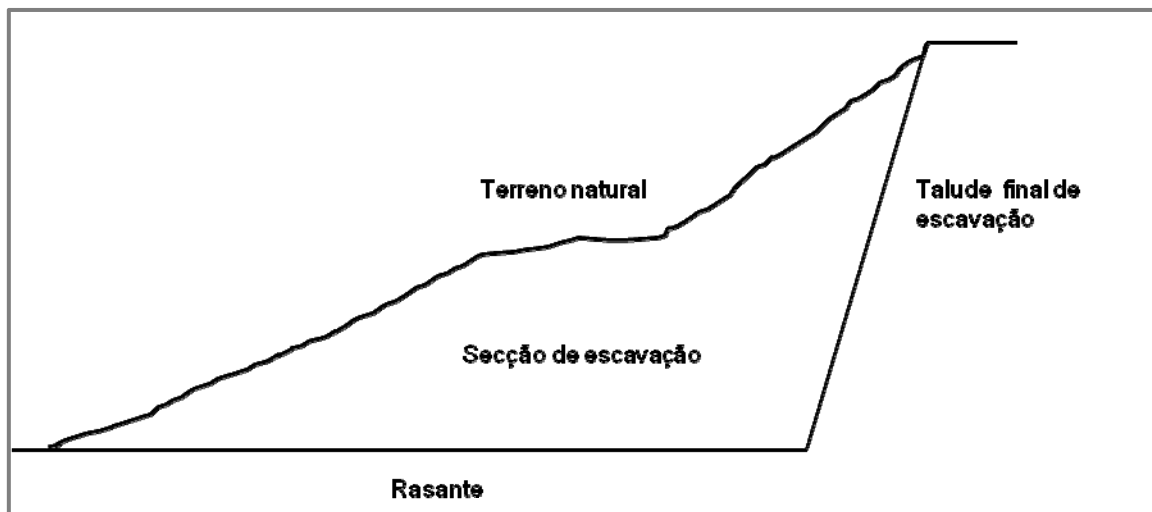


Figura 21. Perfil transversal de escavação.

No que respeita à “sequência de iniciação B”, esta é mais apropriada para situações como a da figura 22. Resultando desta pega de fogo uma pilha de escombros mais uniforme e concentrada a meio da praça/soleira da bancada, permitindo ainda a criação de mais duas frentes livres que se deslocam do centro da frente de desmonte para os taludes finais de escavação (direito e esquerdo), contribuindo assim para uma melhor qualidade do desmonte, facilitando ainda a subsequente carga e remoção dos materiais detonados.

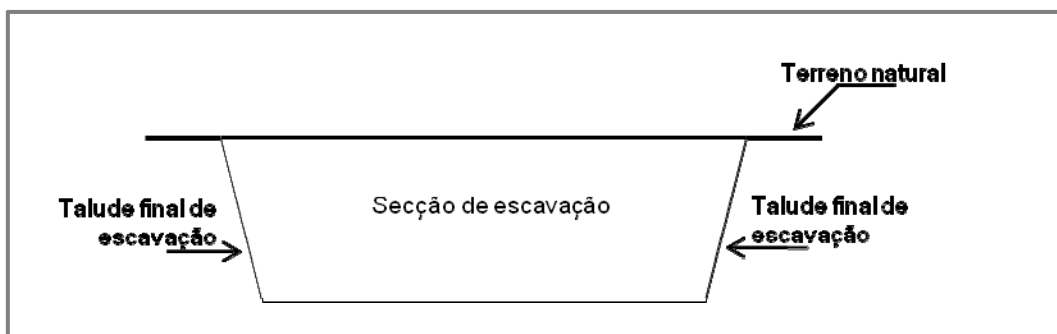


Figura 22. Perfil transversal de escavação.

5.1.2 Acessórios de Tiro

Para que se realize a explosão é necessária a activação do explosivo. Normalmente esta activação realiza-se colocando detonadores ou cordão detonante em contacto com a carga explosiva. Estes, quando detonados, irão transmitir a explosão à carga explosiva.

De acordo com tudo o que acima foi mencionado, foram utilizados os sistemas de iniciação:

- detonadores eléctricos de média insensibilidade;
- cordão detonante.

Os detonadores eléctricos, como o seu nome indica, são activados por intermédio de energia eléctrica. Este tipo de detonador foi o mais utilizado nas últimas décadas do século XX devido às vantagens que oferece a sua utilização. Actualmente a sua importância tem vindo a diminuir a favor dos detonadores não eléctricos, os quais têm como desvantagem o facto de serem mais caros.

Os detonadores eléctricos são classificados de acordo com as seguintes características:

- tempo de detonação (instantâneos e temporizados);
- características eléctricas (baixa, média e alta insensibilidade).

Um detonador eléctrico (figura 23) é constituído por um invólucro de metal, normalmente de alumínio, dentro do qual estão fundamentalmente três partes distintas:

- a parte eléctrica;
- a parte retardadora;
- a parte explosiva.

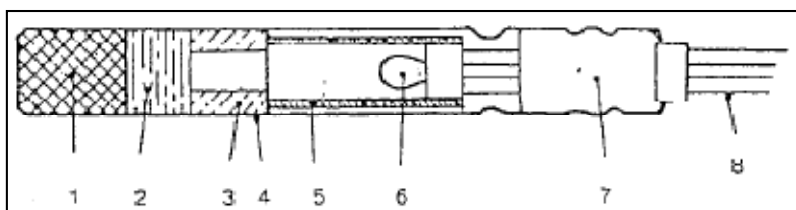


Figura 23. Corte de um detonador eléctrico

Onde:

1. Carga secundária: explosivo potente (TNT, tetril);
2. Carga primária: explosivo sensível (nitrato de chumbo ou fulminato de mercúrio);
3. Elemento de atraso (pergamanato de potássio ou antinómio em pó);
4. Cápsula;
5. Manga isolante;

6. Filamento incandescente (isca);
7. Tampão;
8. Fios condutores.

Nos detonadores instantâneos não existe parte retardadora. A combustão do filamento provoca instantaneamente a deflagração da parte explosiva.

O cordão detonante é um acessório de tiro, visto servir para a iniciação de explosivos. Pode, em situações particulares, ser utilizado como explosivo (pré-corte). O cordão detonante é fabricado com diversas quantidades de explosivo por metro, o que possibilita a diversificação da sua utilização. Na gama até 20 g/m é utilizado, sobretudo, na detonação de explosivos e desmonte de rochas ornamentais. Na gama superior a 20 g/m é utilizado como explosivo no desmonte especial (pré-corte e recorte).

Quando actua na detonação de explosivos, o cordão detonante tem como principais vantagens:

- obter com um único detonador o rebentamento de vários furos quase simultaneamente;
- permitir a detonação ao longo de todo o comprimento da carga, facto importante para os furos em que haja espaçamento entre o explosivo, sendo ainda muito importante a sua utilização quando são aplicadas algumas emulsões menos sensíveis, de forma a garantir a sua iniciação (p.e.: emunex LX);
- insensível à humidade.

E como principais inconvenientes:

- provocar grande ruído quando da sua detonação;
- poder provocar a expulsão do tamponamento antes da detonação do explosivo;
- produzir perda de energia, quer por compressão do explosivo, quer por queima de uma fracção desse explosivo (mais intensa no Anfo).

5.1.3 Escolha dos aços de perfuração

Como referido anteriormente, a máquina de perfuração a utilizar em obra é um Roc D7 Atlas Copco que está equipado por um martelo Cop 1838 ME/HE.

Desta forma, utilizaram-se os seguintes aços apropriados ao martelo e ao diâmetro de furação desejado, como se pode observar nas figuras seguintes.

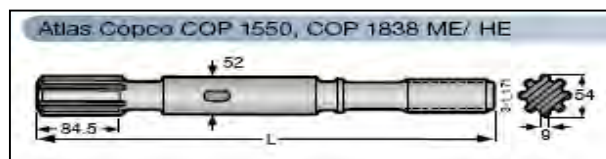


Figura 24. Encabadouro L 525mm; rosca T45 Ref. 7305-3655-01 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).

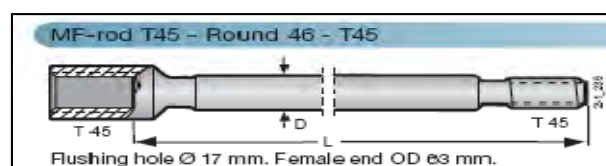


Figura 25. Varas MF - rod T45 – round 46 - T45 L 3660 mm Ref. 7325-7737-70 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).

O encabadouro é o elemento de transmissão do movimento roto-percutivo do martelo às varas.

É de salientar que o comprimento total das varas deve perfazer sempre o comprimento do furo, acrescido de pelo menos 0,6 m dependendo da máquina em utilização, esse acréscimo é necessário devido há existência da “mesa” da coluna do Roc (local onde na coluna se encontram as maxilas de fixação das varas, aspirador de poeiras e carrossel de varas), limitando assim o avanço do corpo, martelo mais encabadouro. Neste caso, foram utilizadas três varas de 3,66 m de comprimentos, perfazendo um total de 10,98 m.

Outro ponto importante é que quanto maior for o comprimento da vara, maior é a probabilidade desta flectir e partir, o que acarreta acréscimo de custos. Neste caso, o fabricante apresenta varas de comprimento de 6,1 m que poderiam ter interesse no presente trabalho. No entanto, embora o comprimento da coluna do Roc D7 seja da ordem do 7,00 m, temos que considerar os comprimentos do martelo e da sua mesa elevatória, o que limita a utilização de varas com comprimentos superiores aos 5,00 m.

Relativamente à correcta utilização das varas, é necessário que o operador de máquina e/ou o seu ajudante tenham o especial cuidado de ir rodando as posições das mesmas de forma a uniformizar os metros de vara/furo de cada uma, pois a primeira vara a ser acoplada fará mais metros de furação do que a seguinte e assim sucessivamente.

O bit escolhido tem de ser apropriado ao tipo de rocha a furar, deste modo o bit de botões esféricos heavy duty (figura 26) foi o mais adequado para este trabalho, pois o granito é uma rocha dura de elevada abrasividade.



Figura 26. Button Bit esférico heavy duty D -76 mm Ref. 7515 – 2676 - S45 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).

5.2 Diagrama de fogo tipo em zona condicionada

Numa situação de desmonte de rocha em zona condicionada, para além de se ter sempre em mente o factor produção, o principal objectivo do trabalho nesta zona é garantir a segurança plena das edificações circundantes da zona de trabalho.

Nesta zona condicionada (figura 27) é necessário a realização de desmonte de rocha com recurso a explosivos nas imediações de edifícios, o que acarreta cuidados especiais para a execução e planeamento dos trabalhos de desmonte de rocha. Para tal é necessário calcular previamente a carga de explosivo passível de se detonar em simultâneo (carga cooperante) de forma a não exceder o limite de vibração imposto pela norma portuguesa NP 2074.



Figura 27. Zona condicionada

5.2.1 Limite de vibração estipulado pela NP 2074

A Norma Portuguesa NP – 2074 toma como base a norma DIN 4150 e os resultados experimentais obtidos na pedreira do Porto de Sines e na Barragem de Cahora Bassa (aqui sobre prismas de betão). Deste modo, esta norma estipula o valor limite da velocidade de vibração (vl), podendo ser determinado para dada situação pela seguinte equação:

$$vl \left[\frac{m}{s} \right] = \alpha \times \beta \times \gamma \times 10^{-2}$$

Onde:

α – Coeficiente tendo em conta as características de fundação

β – Coeficiente relativo ao tipo de construção

γ – Coeficiente relativo ao número médio de solicitações diárias

Os valores dos diferentes coeficientes encontram-se descritos nas tabelas seguintes.

Tabela 22. Valores do coeficiente α .

Características do terreno	α
Rochas e solos coerentes rijos ($v > 2000$ m/s)*	2
Solos coerentes muito duros, duros e de consistência média: solos incoerentes compactos; areias e misturas areia-seixo bem graduadas, areias uniformes. (1000 m/s $< v < 2000$ m/s)*	1
Solos incoerentes soltos: areias e misturas areia-seixo bem graduadas, areias uniformes, solos coerentes moles e muito moles ($v < 1000$ m/s)*	0,5

Fonte: NP2047

* v (m/s) designa a velocidade de propagação das ondas elásticas longitudinais.

Tabela 23. Valores coeficiente β .

Tipos de construção	β
Construções que exigem cuidados especiais (Ex.: monumentos históricos, hospitais, depósitos de água, chaminés)	0,5
Construções correntes	1
Construções reforçadas	3

Fonte: NP 2047

Tabela 24. Valores coeficientes γ

Número médio diário de solicitações	γ
< 3	1
> 3	0,7

Fonte: NP 2047

Segundo as tabelas anteriores, o maciço a desmontar na zona condicionada é caracterizado como rocha e solos coerentes rijos, as construções são do tipo corrente e com menos de três solicitações diárias, resultando os seguintes valores dos coeficientes:

- $\alpha = 2$
- $\beta = 1$
- $\gamma = 1$

Assim:

$$v_l = 2 \times 1 \times 1 \times 10^{-2}$$

$$v_l = 0,02 \text{ m/s} = 20 \text{ mm/s}$$

Com estes coeficientes obteve-se um valor máximo de vibração admitido de 20 mm/s.

5.2.2 Carga cooperante

Com base na fórmula de Langefors é possível determinar a carga cooperante teórica passível de ser utilizada. Esta carga tem de ser aferida em obra com o aperfeiçoamento dos planos de fogo e controlo de vibrações provadas pelas pegas de fogo com um sismógrafo, obtendo relatórios como se pode observar na figura do Anexo B deste documento. Na figura 28 encontra-se uma imagem do sismógrafo usado para obter estes relatórios.



Figura 28. Sismógrafo vibracord

Através da fórmula de Langefors é possível determinar o valor da carga detonada no mesmo instante de tempo (Q), como se observa na equação seguinte.

$$v \left[\frac{\text{mm}}{\text{s}} \right] = k \times \sqrt{\frac{Q \text{ [kg]}}{R^{3/2} \text{ [m]}}} \Leftrightarrow Q \text{ [kg]} = \sqrt{\left(\frac{v \text{ [mm/s]}}{K} \times R^{3/4} \text{ [m]} \right)}$$

Onde:

v – Velocidade de vibração da partícula (mm/s).

Q – Carga detonada no mesmo tempo (kg).

R – Distância do rebentamento à edificação (m).

K – Constante do factor de transmissão que depende da qualidade/dureza da rocha.

Na tabela 25 encontra-se os valores para a constante do factor de transmissão para as diferentes durezas da rocha.

Tabela 25. Valores para a constante do factor de transmissão consoante a qualidade/dureza da rocha.

Qualidade/Dureza da Rocha	k
Rocha sã / Extremamente dura	400
Rocha pouco alterada / Muito dura	300
Rocha moderadamente alterada / Dura	250
Rocha alterada / Moderadamente dura	200

Deste modo, para o valor máximo de vibração admitido de 20 mm/s, uma distância ao edifício mais próximo de 65 m e factor de transmissão de 250, determina-se o valor da carga detonada no mesmo instante de tempo.

Assim:

$$Q = \sqrt{\left(\frac{20}{250} \times 65^{3/4}\right)} = 1,4 \text{ kg}$$

5.2.3 Cálculos/Procedimentos do diagrama de fogo

Com este valor de carga cooperante seremos forçados a detonar apenas cargas a rondar os 1,4 kg de explosivo por tempo.

Na tabela 26 encontra-se um resumo dos parâmetros relativos ao dimensionamento do diagrama de fogo.

Tabela 26. Parâmetros relativos ao diagrama de fogo

Rocha a desmontar	Granito
Altura de bancada (m)	4
Diâmetro do furo (mm)	64
Inclinação (V/H)	3:1
Explosivo	Dinamite
Diâmetro máximo dos cartuchos (mm)	40

No desmonte em zona condicionada usou-se como explosivo, o Riodim (tabela 27) com velas de calibre 40 x 400 e de 714 g de peso. Este explosivo, uma dinamite, tem como características ser mais energético, ter maior velocidade de detonação e ser resistente à água, e o seu uso neste caso é justificado pela baixa carga específica face à situação anterior, implícita à situação de condicionamento do desmonte.

Tabela 27. Características do explosivo Riodim.

Densidade (g/cm³)	Energia Total (KJ/kg)	IREE (%)	Velocidade de Detonação (m/s)	Volume de gases (L/kg)	
1,45	4400	135	min. 6000	895	
Cartuchos			Embalagem		
Diâmetro (mm)	Comprimento (mm)	Peso Aproximado (g)	Tipo de invólucro	Quantidade de cartuchos	Peso Líquido (kg)
26	200	152	Papel	165	25
32	200	238		105	25
40	400	714		35	25
50	380	1042		24	25

Para garantir uma carga específica razoável é necessário a utilização de dois detonadores por furo, ou seja, as cargas são detonadas com tempos distintos, primeiro a carga inferior e em seguida a carga superior, de forma a garantir a carga cooperante (figura 29).

Cada carga é constituída por dois cartuchos, com um total de 1,428 kg/tempo e 0,8 m de comprimento, separadas por um espaçador de areia de 1 m de extensão.

Para garantir a detonação independente de cada carga, são utilizados detonadores não eléctricos EZ DET de 350 ms, com ligadores de retardo de 25 ms, havendo um desfasamento de 25 ms de um detonador para o outro, como se pode observar na figura 30.

Uma vez obtida a carga por furo, de forma a não ultrapassar o limite de vibrações estipulado, é importante agora dimensionar a geometria das pegas de modo a obter uma carga específica coerente para esta situação e de forma a evitar as projecções inerentes à explosão.

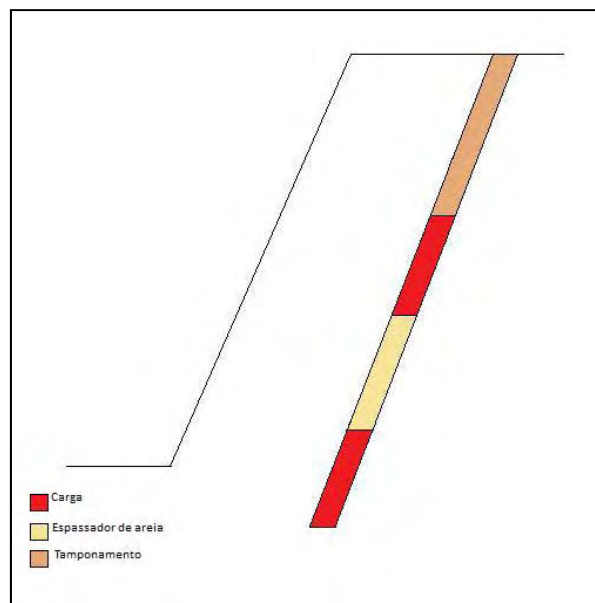


Figura 29. Disposição das cargas no furo

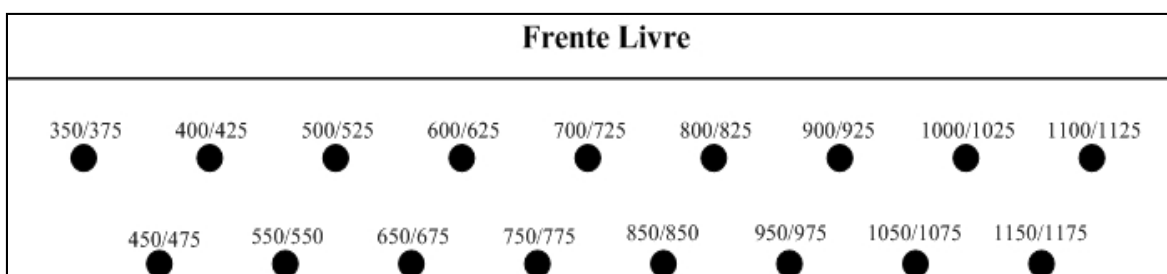


Figura 30. Sequência de iniciação

5.2.3.1 Distância à frente corrigida, espaçamento entre furos, subfuração e comprimento do furo

A distância à frente corrigida (V_p) foi calculada pelo mesmo método utilizado na zona não condicionada, entrando com um valor de constante de rocha (C) de 0,5, superior ao da zona não condicionada, do qual resulta um valor de R_2 de 0,9, de forma a obter uma carga específica mais elevada, resultante de uma malha de furação mais apertada. Deste modo, o valor aplicado no terreno para a distância à frente corrigida foi de 1,6 m.

Na tabela 28 apresentam-se os cálculos do espaçamento entre furos (E), da subfuração (U) e do comprimento do furo (H).

Tabela 28. Determinação do espaçamento entre furos, subfuração e comprimento do furo.

Espaçamento entre furos (m)	Subfuração (m)	Comprimento do furo (m)
$E[m] = 1,25 \times V [m]$	$U [m] = 0,3 \times V [m]$	$H [m] = 1,05 \times (K [m] + U [m])$
$E = 1,25 \times 1,6$	$U = 0,3 \times 1,6$	$H = 1,05 \times (4 + 0,5)$
$E = 2 \text{ m}$	$U = 0,5 \text{ m}$	$H = 4,7 \text{ m}$

5.2.3.2 Tamponamento e carga específica

Relativamente ao tamponamento, admite-se uma altura de carga de coluna (h_c) de 0,80 m e um espaçamento (e) entre cargas de 1,00 m, obtendo-se assim uma altura de tamponamento de 2,10 m.

Por experiência obtida em obras anteriores, com pegadas de geometria semelhante, é aconselhável um tamponamento superior ou igual a 2,00 m, de modo a evitar projecções.

Na tabela 29 apresenta-se os cálculos do tamponamento (h_0), da carga específica (q) e da perfuração específica (b).

Tabela 29. Determinação do tamponamento, da carga específica e da perfuração específica.

Tamponamento (m)	Carga específica (kg/m ³)	Perfuração específica (m/m ³)
$h_0[m] =$ $H [m] - (h_c[m] + h_c [m] + e[m])$	$q \left[\frac{kg}{m^3} \right] = \frac{Qt [kg]}{Vp [m] \times E[m] \times K[m]}$	$b = \frac{H [m]}{Vp [m] \times E[m] \times K[m]}$
$h_0 = 4,7 - (0,8 + 0,8 + 1)$	$q = \frac{2 \times 1,428}{1,6 \times 2 \times 4}$	$b = \frac{4,7}{1,6 \times 2 \times 4}$
$h_0 = 2,1m$	$q = 0,223 \frac{kg}{m^3}$	$b = 0,37 \frac{m}{m^3}$

5.2.4 Detonadores não eléctricos

O detonador não eléctrico (figura 31) responde à necessidade de um produto que pudesse trabalhar em zonas muito húmidas ou com presença de água, e ainda que não apresentasse sensibilidade às correntes eléctricas parasitas, estáticas ou provenientes de tempestades eléctricas (trovoadas).

Assim, foi criado um detonador que funciona, no que respeita à transmissão de energia até à zona de retardo, através de um tubo de plástico oco, normalmente com três milímetros de diâmetro. Este tem no seu interior uma substância reactiva que permite essa transmissão a uma velocidade de cerca de 2000 m/s.

Como a substância está no interior do tubo, não serão iniciados quaisquer explosivos que este atravessasse. A iniciação destes detonadores é feita através de detonadores de mecha, cordão detonante, detonadores eléctricos ou com explosores especiais que detonam uma pequena carga explosiva na zona de contacto com o tubo de propagação da onda de choque.

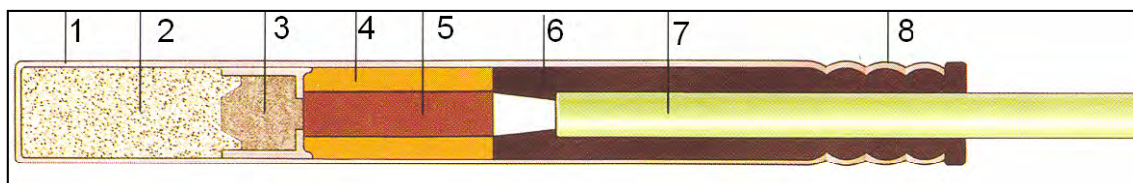


Figura 31. Corte do detonador não eléctrico

Legenda:

1. Tubo de alumínio;
2. Carga secundária: explosivo potente;
3. Carga primária: explosivo sensível;
4. Tubo do retardador;
5. Elemento de atraso de composição pirotécnica;
6. Receptáculo isolador em borracha que também protege o tubo Nonel contra o desgaste (anti-estático);
7. Tubo de propagação da onda de choque;
8. Tripla fixação

A Maxam tem desenvolvido versões aperfeiçoadas do detonador não eléctrico, sendo exemplo o caso do EZ Det, Doudet, handidet (figura 32), entre outros. Estes detonadores acomodam na extremidade oposta do detonador o sistema de iniciação (micro detonador temporizado) alojado num ligador em plástico para operação fácil (figura 33).



Figura 32. Detonadores não eléctricos EZ DET (Fonte: Catálogo Maxam 2008)



Figura 33. Ligação entre furos com os detonadores EZ DET

A iniciação de um sistema não eléctrico pode ser realizada através de diferentes métodos:

- com um detonador eléctrico e respectiva linha de tiro;
- com um detonador nonel e tubo de choque com comprimento suficiente para realizar a iniciação desde local seguro, no qual para a iniciação do tubo é utilizado um equipamento próprio que produz a onda de choque, designado por Disparador Nonel (figura 34);

No sistema não eléctrico não existe forma de comprovar previamente o estado de ligação da série nem do funcionamento dos detonadores. Deste modo, todos os tubos de choque dos detonadores devem ser verificados antes da sua colocação nos furos. Antes do disparo deve ainda ser verificado o estado de ligação de todos os detonadores e se o circuito está correctamente ligado.



Figura 34. Iniciador para detonadores não eléctricos (Catálogo Maxam, 2008)

5.2.5 Escolha dos aços de perfuração

Como foi anteriormente referido, a máquina de perfuração a utilizar em Obra é um Roc D7 Atlas Copco, equipado com um martelo Cop 1838 ME/HE.

Assim, utilizaram-se aços apropriados à potência do martelo. As características dos aços podem ser observadas nas figuras seguintes.

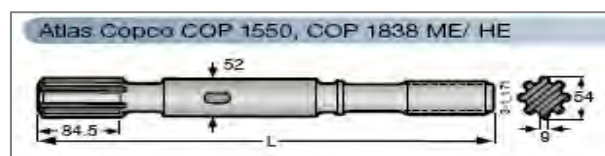


Figura 35. Encabadouro L 525mm; rosca T45 Ref.^a 7305-3655-01 (Fonte: Catálogo Sandvick 2008).

Dada a rosca do encabadouro utilizado ser do tipo T45, torna-se necessário usar um adaptador/união de redução T45-T38 (figura 36), de forma a compatibilizar o tipo de rosca (T38) das varas, permitindo assim a realização de um diâmetro de furo menor do que o da zona não condicionada.

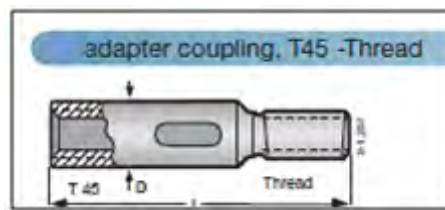


Figura 36. Adapter coupling (união de redução) T45-T38 Ref.^a 7335 – 4401 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).

As varas utilizadas na perfuração da zona condicionada são varas de 3,70 m de comprimento e rosca T 38 (figura 37), permitindo assim a diminuição do diâmetro do bit.

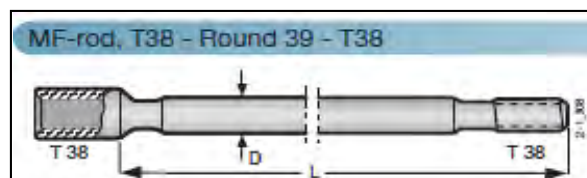


Figura 37. Varas MF - rod T38 – round39 – T38 L 3660mm, Ref.^a 7324-4737-70 (Fonte: Catálogo Sandvick 2008).

O diâmetro do bit utilizado (figura 38) é de 64 mm sendo este o menor diâmetro disponível no fornecedor para o tipo de rosca T38.



Figura 38. Button Bit esférico heavy duty D -64mm Ref.^a 7514 – 3864 - S45 (Fonte: Catálogo Sandvick, 2008).

5.3 Rendimento de perfuração

O rendimento de perfuração tem como objectivo determinar o número de máquinas de perfuração necessárias e estipular o número de horas por ciclo de trabalho, para que a execução dos trabalhos se realize nos prazos previstos.

Assim, para um prazo de execução de 4 meses, o volume diário a desmontar é de 1477 m³/dia, como se pode ver no cálculo seguinte.

$$\text{Volume diário a desmontar} = \frac{130000\text{m}^3}{4 \text{ meses} \times 22 \text{ dias}} = 1477 \frac{\text{m}^3}{\text{dia}}$$

De seguida é necessário determinar os metros de furação diários, produto da perfuração específica pelo volume a desmontar diariamente.

Através do volume diário a desmontar e da perfuração específica (0,16 m/m³), pelo cálculo que se segue, determina-se os metros de perfuração diários necessários.

$$1477 \frac{\text{m}^3}{\text{dia}} \times 0,16 \frac{\text{m}}{\text{m}^3} = 236 \frac{\text{m}}{\text{dia}}$$

Considerando os dados fornecidos pelo fabricante (Atlas Copco) e atendendo à experiência obtida, admite-se uma velocidade industrial de perfuração da máquina em questão (Roc D7) de 28 m/h.

Considerando esta velocidade industrial de perfuração, determina-se o número de horas por dia de perfuração necessárias a efectuar, para que o rendimento de perfuração seja optimizado. Salienta-se que o valor de velocidade industrial já entra em linha de conta com as paragens devido a avarias, deslocações da máquina, manobras de posicionamento e emboquilhamento dos furos.

$$\frac{236 \frac{\text{m}}{\text{dia}}}{28 \frac{\text{m}}{\text{h}}} = 8,4 \frac{\text{h}}{\text{dia}}$$

Desta forma conclui-se que um turno de 9 h/dia, em 22 dias por mês é o suficiente para executar a perfuração necessária.

5.4 Desmonte secundário (Taqueio/Dimensão máxima dos blocos)

A dimensão dos blocos desmontados atingirá no máximo $1,5 \text{ m}^3$, sendo esta dimensão provocada pela altura de tamponamento. Os blocos resultantes do desmonte não devem ser superiores a este volume por razões de carga e transporte e também por serem levados para aterro e britagem, para posterior reutilização. No caso de se verificarem blocos de maiores dimensões, procede-se à execução da operação de taqueio (figura 39) essencialmente por explosivos ou por martelo demolidor.

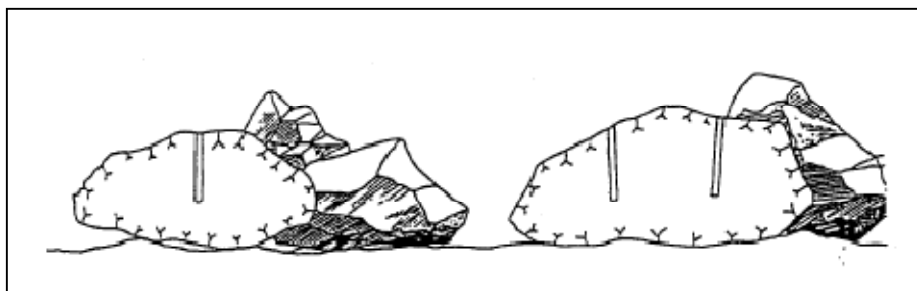


Figura 39. Operação de taqueio.

O taqueio por explosivos consiste na perfuração de um ou mais furos no bloco consoante a dimensão e forma do mesmo, sendo de salientar que esta perfuração tem que ser executada com elevada atenção, para não perfurar o bloco de um lado ao outro, permitindo assim a sua carga com o explosivo. Antes de iniciar a furação verificar se na zona a furar não existem restos de explosivos que possam deflagrar e limpar convenientemente toda a zona de forma a detectar qualquer furo ou explosivo.

Os furos são carregados com uma carga reduzida de explosivo para carga de fundo, iniciada por detonadores eléctricos de tempos iguais, normalmente com tempo zero. O tamponamento também não deve ser deixado ao acaso, de modo a impedir o escape dos gases pela boca, o que implicará perda de rendimento do explosivo bem como um elevado risco de projecções de pequenos fragmentos de rocha.

Esta actividade envolve elevados riscos de projecções e de onda sonora, devido à ausência de confinamento e ao facto de a rocha já ter sido solicitada previamente aquando do desmonte primário.

6 Cuidados na perfuração e carregamento

Durante a execução da perfuração e antes de iniciar a mesma, convém ter a superfície o mais regular possível, ter a máquina de perfuração estável e a plataforma limpa de fragmentos de rocha solta de forma a facilitar o emboquilhamento do furo e evitar projecções aquando do rebentamento, evitar os desvios da furação e variações de inclinação de forma a esta ser o mais paralela possível, nunca executar a perfuração próximo de furos carregados. Identificar as zonas mais competentes da frente a desmontar e executar o carregamento cuidadoso dos furos reduzindo a concentração de carga nas zonas incompetentes.

Caso seja necessário, cobrir a zona a desmontar com protecções apropriadas como se pode observar na figura 40 (mantas de pneus, geotêxtil ou telas de borracha).



Figura 40. Telas de protecção anti-projecções

7 Cuidados na utilização do material explosivo

Em obra é necessário ter em consideração vários aspectos referentes à segurança na permanência e execução da mesma. Um destes aspectos é informar devidamente a população vizinha e tentar manter o melhor relacionamento possível com a mesma.

Como é normal em zona de obra, é obrigatória a utilização permanente de capacete, colete reflector e calçado apropriado (botas ou sapato de sola e biqueira de aço), além destes EPI's, consoante o trabalho a realizar será necessário utilizar ainda protectores auriculares, luvas, máscaras/filtro e óculos de protecção, como por exemplo na execução da perfuração.

Relativamente à zona onde decorre o desmonte com explosivos, é necessário sinalizar e/ou vedar estas áreas e vigiar todos os caminhos (figura 41) de acesso ao local, no sentido de garantir que ninguém estranho à obra entre na área de intervenção.



Figura 41. Disposição de vigias/Sinaleiros.

No que respeita ao uso e manuseamento do material explosivo, é necessário ter em conta os seguintes cuidados:

- os trabalhos de carregamento/aplicação de cartuchos, são executados por operários carregadores de explosivos com formação adequada, obtida após curso de Operador de Explosivos, posterior aval e certificado dado pela Polícia de Segurança Pública (Cédula de Operador de Substâncias Explosivas) ficando assim devidamente habilitados para o efeito;
- o abastecimento de explosivos é diário, não sendo necessário na obra o armazenamento em paióis e paiolins;
- caso sobre explosivos ou acessórios de tiro, o empreiteiro é obrigado a proceder à sua devolução ao paiol fornecedor e durante as operações de carga e descarga dos explosivos só devem permanecer no local as pessoas autorizadas para o efeito;
- outro aspecto relacionado com a segurança de manuseamento do explosivo é não se proceder ao carregamento e manuseamento deste, no caso de se prever ocorrência de trovoadas;

Na utilização dos detonadores também ocorre a necessidade de seguir cuidados, tais como:

- ler atentamente as instruções fornecidas pelo fabricante, tais como a sua validade;
- em obra é fundamental seleccionar os detonadores mais adequados ao tipo de trabalho a executar em obra;
- estes devem ser armazenados em locais frescos, secos e limpos, nunca serem transportados juntamente com o explosivo e em embalagens apropriadas;
- não forçar o detonador ao ser introduzido no cartucho, caso se execute o furo prévio no cartucho este deve ser realizado com um utensílio de madeira ou latão;
- caso os detonadores a utilizar sejam eléctricos, deverá manter-se em curto-circuito os fios dos detonadores e os da linha de tiro, até ao último momento;
- a ligação entre estes apenas se deve realizar quando todo o processo da carga estiver concluído;
- suspender os trabalhos de carga e colocar os detonadores em curto-circuito e abandonar a frente, logo que se detecte a proximidade de uma trovoadas;
- nunca utilizar na mesma pega de fogo, detonadores de diferentes sensibilidades ou fornecedores;

- testar a resistência completa do circuito com um ohmímetro;
- quanto à iniciação dos detonadores é necessário ter em atenção a escolha do explosor a utilizar (figura 42) pois a sua potência tem de ser adequada ao tipo e quantidade de detonadores empregues;



Figura 42. Explosor

Em relação à utilização do cordão detonante também são necessários alguns cuidados:

- deve ser cuidadosa a operação de ligar o cordão da linha principal a outra linha de derivação pois o cordão só propaga no sentido da onda iniciadora;
- quando se liga uma ponta de derivação, tem que se ter em consideração de que lado vem a onda detonante;
- uma ou mais derivações devem ter sempre as pontas voltadas para o lado onde foi montado ou ligado o detonador como se pode observar na figura seguinte;

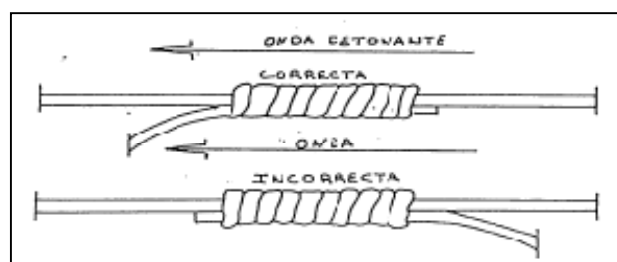


Figura 43. Ligações com cordão detonante

- na ligação ao explosivo convém que o cordão fique bem encostado e em perfeito contacto com o cartucho;
- para fixar o cordão detonante tanto se pode usar cordel como fita isoladora (figura 44);

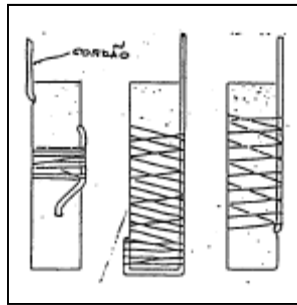


Figura 44. Ligação do cordão aos cartuchos

- nunca se deve cortar o cordão detonante com uma tesoura, mas sim com uma lâmina, cortando o cordão perpendicularmente ao seu eixo sobre uma superfície de madeira;
- proteger as extremidades do cordão com fita adesiva para impedir a perda do explosivo;
- em caso de ligações múltiplas, as sucessivas derivações da linha principal, devem distar entre si pelo menos 20 cm;
- não cruzar o cordão detonante e ter sempre a noção do sentido de propagação da onda de choque ao longo do cordão;

Imediatamente antes do rebentamento e com todas as verificações concluídas efectua-se um sinal sonoro de aviso do rebentamento, repetido 3 vezes. Após o rebentamento procede-se a uma verificação meticulosa de que todos os furos foram detonados e que não existe risco ao normal funcionamento da obra, procedendo-se em seguida a mais um sinal sonoro para a retoma dos trabalhos subsequentes.

8 Conclusão

O estágio em que o presente relatório se baseou tinha como objectivo o contacto directo com a realidade em obra, do ponto de vista do cargo de Engenheiro Director de Obra, no âmbito da execução da escavação de rocha com recurso a explosivos em zona não condicionada e em zona condicionada.

Apresentam-se nesta secção, as principais conclusões que se consideraram pertinentes relativamente aos pontos abordados neste trabalho.

Assim, verifica-se que a caracterização geológica e geomecânica de maciços rochosos para o desmonte de rocha com recurso a explosivos é uma importante ferramenta que ajuda a otimizar esta operação, pois permite dimensionar planos de fogo mais adequados às condições existentes. Deste modo racionaliza-se o uso de explosivos, acessórios e equipamentos de perfuração, minimizando efeitos e resultados indesejáveis e reduzindo os custos de lavra. Com os trabalhos de campo efectuados, observou-se que medidas simples de classificação do maciço, aliadas a um planeamento correcto, podem proporcionar melhores resultados a curto prazo, reduções de impactos e de trabalhos de desmonte secundário, assim como a redução dos custos operacionais e de situações de risco como projecções e excesso de vibrações.

No que respeita à geometria e carga do diagrama de fogo, o seu planeamento teórico é fundamental. A partir deste planeamento e com o decorrer da obra, obtém-se um melhor conhecimento da resposta do maciço rochoso ao diagrama de fogo usado. Deste modo, em função dos resultados obtidos nas sucessivas pegadas de fogo, é possível proceder à alteração dos parâmetros do diagrama de fogo de forma a otimizar os trabalhos, bem como os custos operacionais e a qualidade das pegadas. No entanto, apenas se deve realizar a alteração de um parâmetro do diagrama de fogo, de cada vez, para que seja possível avaliar os resultados desta mudança no resultado final do plano de fogo.

Pese embora o facto de o diâmetro de furação aplicado na zona condicionada não ser o mais apropriado ao diâmetro dos cartuchos dos explosivos utilizados, este facto não condicionou o bom resultado dos desmontes efectuados nesta zona.

Relativamente ao uso do sismógrafo na monitorização das pegadas de fogo, conclui-se que o seu uso é indispensável, sendo possível controlar os valores de vibração junto das

edificações e ainda aperfeiçoar os diagramas de fogo no desenrolar da obra, aumentando a aferição óptima acima mencionada.

No desmonte secundário (taqueio) é importante referir que este se torna bastante desvantajoso, quer a nível económico, quer pelo maior risco de projecções devido ao não confinamento da rocha, face ao desmonte em bancada. Deste modo, uma boa fragmentação no desmonte em bancada permite evitar esta operação.

Conclui-se que as obras onde se recorre ao desmonte com explosivos requerem uma atenção elevada no que respeita ao maciço a desmontar, pois este pode apresentar características e um comportamento diferente entre cada da pega detonada. Esta heterogeneidade do maciço pode ter como exemplo o cruzamento de um plano de falha pela escavação. Assim, é exigido um acompanhamento permanente da frente de desmonte, para que se possa identificar possíveis alterações geológicas que promovam a alteração e melhoramento do rendimento do desmonte.

Bibliografia

Agblevor, F.A., Besler, S., Wiselogle, A.E. (1995). Fast Pyrolysis of Biomass Feedstocks. *Energy and Fuels*, **9**: 635-640.

Colecção Regulamentos (1983). RSAEEP - Regulamento de Segurança e Acções para Estruturas de Edifícios e Pontes (aprovado pelo decreto de lei nº235/83, de 31 de Maio). *Porto Editora*, **Anexo III 4**: 87-96.

ISRM – International Society for Rock Mechanics, (1981). Suggested methods for rock characterization, testing and monitoring. ISRM suggested methods. Ed :E:T Brown. Pergamon Press: 211.

Gomes, L., Vieira, A., Carneiro, G. (2006). Desmonte de Maciços Rochosos I.

Gomes, L., Vieira, A., Carneiro, G. (2006). Desmonte de Maciços Rochosos II.

Chaminé, H. (2005). Guia de apoio à disciplina Geologia de Engenharia I.

Catálogo Maxam, (2008).

Catálogo Sandvick, (2008).

Sismógrafo Digital Vibracord, (2002). Manual de Usuário.

González de Vallejo, L.I., Ferrer, M, Ortuño, L., Oteq, C. (2002). Ingeniería geológica. *Prentice Hall*, Madrid

Anexo A – Características das descontinuidades por amostragem linear

Descontinuidade nº	Distância à origem (m)	Litologia	Alteração	Tipo de descontinuidade	Atitude Direcção/Inclinação	Abertura (mm)	Espaçamento (cm)	Terminação	Comprimento (m)	Rugosidade	Enchimento	Presença de Água
1	0,10	Granito	W ₂	Diaclase	N120°E/78°NE	Fechada	F ₂₋₃	O	6	2	Ø	Não
2	0,35	Granito	W ₂	Diaclase	N30°E/80°NW	Fechada	F ₂₋₃	O	6	2	Ø	Não
3	0,70	Granito	W ₂	Diaclase	N118°E/84°NE	Aberta	F ₂₋₃	O	6	2	Saibro	Não
4	0,95	Granito	W ₂	Diaclase	N45°E/75°NW	Fechada	F ₂₋₃	O	7	2	Ø	Não
5	1,10	Granito	W ₂	Diaclase	N60°E/45°SE	Fechada	F ₂₋₃	O	7	2	Ø	Não
6	1,35	Granito	W ₂	Diaclase	N50°E/70°NW	Aberta	F ₂₋₃	R	5	3	Saibro	Não
7	1,60	Granito	W ₂	Diaclase	N129°E/82°N	Fechada	F ₂₋₃	O	6	2	Ø	Não
8	1,70	Granito	W ₂	Diaclase	N120°E/78°N	Fechada	F ₂₋₃	R	6	2	Ø	Não
9	2,10	Granito	W ₂	Diaclase	N42°E/58°SE	Aberta	F ₂₋₃	O	7	3	Saibro	Não
10	2,30	Granito	W ₂	Diaclase	N20°E/70°W	Fechada	F ₃₋₄	O	6	2	Ø	Não
11	2,70	Granito	W ₂	Diaclase	N2°E/90°	Fechada	F ₂₋₃	R	5	2	Ø	Não
12	3,00	Granito	W ₂	Diaclase	N15°E/80°W	Fechada	F ₃₋₄	O	7	2	Ø	Não
13	3,10	Granito	W ₂	Diaclase	N70°E/56°S	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
14	3,50	Granito	W ₂	Diaclase	N10°E/80°E	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
15	3,60	Granito	W ₂	Diaclase	N10°E/72°W	Fechada	F ₂₋₃	R	5	1	Ø	Não
16	3,90	Granito	W ₂	Diaclase	N119°E/75°NE	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
17	4,15	Granito	W ₂	Diaclase	N80°E/72°S	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não

18	4,40	Granito	W ₂	Diaclase	N110°E/70°S	Fechada	F ₂₋₃	O	6	1	Ø	Não
Descontinuidade nº	Distância à origem (m)	Litologia	Alteração	Tipo de descontinuidade	Atitude Direcção /Inclinação	Abertura (mm)	Espaçamento (cm)	Terminação	Comprimento (m)	Rugosidade	Enchimento	Presença de Água
19	4,55	Granito	W ₂	Diaclase	N15°E/85°W	Fechada	F ₃₋₄	O	7	2	Ø	Não
20	4,70	Granito	W ₂	Diaclase	N50°E/65°NW	Fechada	F ₂₋₃	R	5	1	Ø	Não
21	4,90	Granito	W ₂	Diaclase	N110°E/50°N	Fechada	F ₃₋₄	R	4	1	Ø	Não
22	5,05	Granito	W ₂	Diaclase	N100°E/56°S	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
23	5,30	Granito	W ₂	Diaclase	N10°E/87°W	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
24	5,50	Granito	W ₂	Diaclase	N25°E/78°W	Fechada	F ₂₋₃	O	6	1	Ø	Não
25	5,60	Granito	W ₂	Diaclase	N90°E/64°N	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
26	5,80	Granito	W ₂	Diaclase	N115°E/80°NW	Fechada	F ₃₋₄	O	7	1	Ø	Não
27	5,95	Granito	W ₂	Diaclase	N118°E/78°NE	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
28	6,20	Granito	W ₂	Diaclase	N15°E/74°W	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
29	6,45	Granito	W ₂	Diaclase	N70°E/60°S	Aberta	F ₂₋₃	R	5	2	Saibro	Não
30	6,70	Granito	W ₂	Diaclase	N100°E/60°S	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
31	6,80	Granito	W ₂	Diaclase	N170°E/85°W	Fechada	F ₃₋₄	O	7	1	Ø	Não
32	6,90	Granito	W ₂	Diaclase	N55°E/60°SE	Fechada	F ₃₋₄	O	7	1	Ø	Não
33	7,10	Granito	W ₂	Diaclase	N120°E/90°	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
34	7,40	Granito	W ₂	Diaclase	N120°E/84°N	Fechada	F ₂₋₃	O	6	2	Ø	Não
35	7,70	Granito	W ₂	Diaclase	N42°E/48°SE	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
36	7,85	Granito	W ₂	Diaclase	N6°E/90°	Fechada	F ₃₋₄	O	6	1	Ø	Não
37	8,00	Granito	W ₂	Diaclase	N128°E/85°N	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
38	8,35	Granito	W ₂	Diaclase	N15°E/85°W	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não

39	8,65	Granito	W ₂	Diaclase	N88°E/72°S	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
Descontinuidade nº	Distância à origem (m)	Litologia	Alteração	Tipo de descontinuidade	Atitude Direcção /Inclinação	Abertura (mm)	Espaçamento (cm)	Terminação	Comprimento (m)	Rugosidade	Enchimento	Presença de Água
40	8,90	Granito	W ₂	Diaclase	N115°E/80SW	Fechada	F ₂₋₃	O	6	1	Ø	Não
41	9,15	Granito	W ₂	Diaclase	N25°E/75°W	Fechada	F ₂₋₃	O	7	1	Ø	Não
42	9,30	Granito	W ₂	Diaclase	N175°E/80°W	Fechada	F ₂₋₃	R	7	2	Ø	Não

Anexo B – Registo de sismógrafo

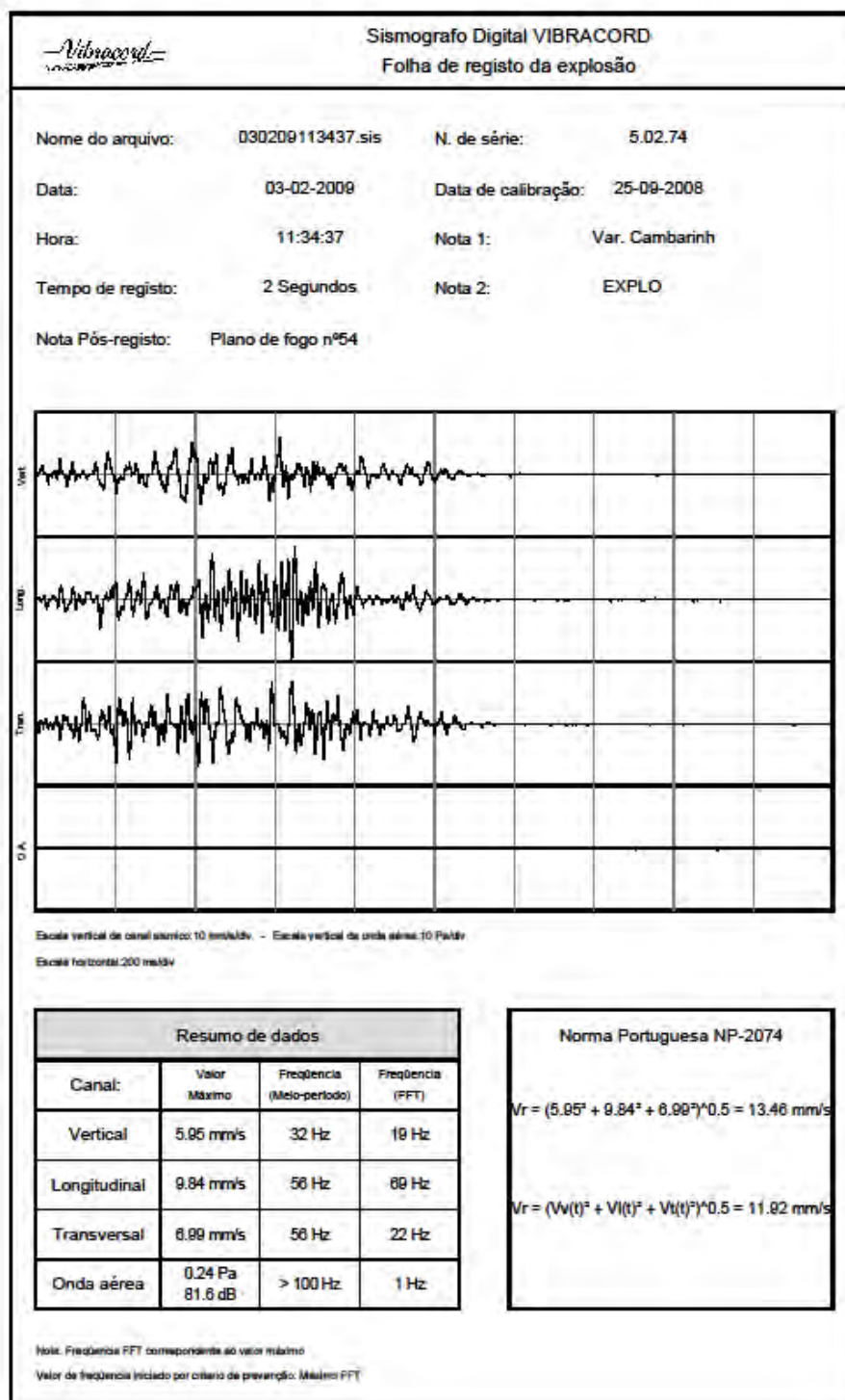


Figura 1. Registo do sismógrafo